

# МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО

Часть 2



ВЫСШЕЕ  
ОБРАЗОВАНИЕ

# МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО

Допущено  
Государственным комитетом СССР  
по народному образованию  
в качестве учебника для студентов вузов,  
обучающихся по специальности "Маркшейдерское дело"

**В ДВУХ ЧАСТЯХ**

3-е издание,  
переработанное и дополненное  
Под редакцией профессора И.Н. УШАКОВА

**Часть 2**

ББК 33.12

М 25

УДК 622.1 (075.8)

Авторы: *А. Н. Белоликов, В. Н. Земисев, Г. А. Кротов, Г. Н. Кузнецов, В. Н. Лавров, В. Б. Лебедев, С. П. Павлов, Н. И. Стенин, В. С. Симонович, А. В. Хлебников*

Рецензент кафедры маркшейдерского дела Днепропетровского горного института имени Артема

**Маркшейдерское дело: Учеб. для вузов.— В двух частях/Под ред. И. Н. Ушакова.— 3-е изд., перераб. и доп.— М.: Недра, 1989.— Часть 2/А. Н. Белоликов, В. Н. Земисев, Г. А. Кротов и др.— 437 с.: ил.**

ISBN 5—247—01800—1

В третьем издании (2-е изд.— 1970) с учетом современных данных приведены сведения о маркшейдерских работах при строительстве шахт, карьеров, метрополитенов, а также при производстве геологоразведочных работ. Уделено внимание анализу точности и обработке маркшейдерских съемок. Показано уравнивание подземных съемок и ориентировок; приведена классификация сбоек, дан предрасчет ошибки смыкания забоев в плане и по высоте. Описаны новые приборы для съемки очистных и нарезных выработок.

Для студентов горных вузов, обучающихся по специальности «Маркшейдерское дело».

М  $\frac{2502010200-172}{043(01)-89}$  217—89

ISBN 5—247—01851—6

ISBN 5—247—01800—1

ББК 33.12

© Издательство «Недра», 1970,  
с изменениями

© Издательство «Недра», 1989,  
с изменениями и дополнениями

## Раздел III

# МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ШАХТ (РУДНИКОВ)

---

### III.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТАХ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ШАХТ

При строительстве шахты выполняют следующие маркшейдерские работы: проверку числовых значений элементов и графической части проектных чертежей; перенесение геометрических элементов проекта в натуру; контроль за соблюдением установленного проектом соотношения геометрических элементов зданий, сооружений и горных выработок; наблюдения за осадками сооружений; съемку промплощадки, горных выработок и пополнение чертежей горной графической документации; учет объемов горнопроходческих работ.

Большую часть перечисленных выше работ выполняет маркшейдерская служба строительной организации. Некоторые наиболее трудоемкие и ответственные из них вменяются в обязанности организации заказчика. При строительстве новой шахты заказчик, как правило, представлен дирекцией строящегося предприятия, при реконструкции — дирекцией эксплуатационной шахты. На производство капитальных маркшейдерских работ заказчик заключает договор со специализированной организацией (предприятия ГУГК, Союзмаркштрест, специализированные маркшейдерские бюро при объединениях и т. п.).

#### III.1.1. ОСНОВНЫЕ СВЕДЕНИЯ О ПОРЯДКЕ ПРОЕКТИРОВАНИЯ И СОСТАВЕ ПРОЕКТА ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

Проектирование горного предприятия выполняется в следующей последовательности.

На основании схемы развития и размещения объектов горнодобывающей отрасли (генсхемы) разрабатывают технико-экономические обоснования (ТЭО) проектирования, строительства, реконструкции или расширения горного предприятия и определяют расчетную стоимость его строительства.

В районе, установленном ТЭО, выбирают площадку для строительства объекта и составляют техническое задание (ТЗ) на проектирование его строительства.

В соответствии с утвержденным ТЗ разрабатывают проектно-сметную документацию в одну или в две стадии в зависимости от сложности возводимого объекта. В одну стадию создают рабочий проект со сводным сметным расчетом стоимости; в две стадии — проект со сводными сметными расчетами, рабочая документация со сметами (для крупных и сложных объектов строительства).

Проектно-сметная документация регламентирована Инструкцией о составе, порядке разработки, согласования и утверждения проектно-сметной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений (СНиП 1.02.01—85) и другими нормативными документами.

В состав проектно-сметной документации проекта (первая стадия) входят: пояснительная записка в нескольких книгах с приложениями, включая папки с копиями чертежей; сметная документация; конспект и паспорт проекта.

Пояснительная записка проекта состоит из нескольких частей, среди которых основными являются: общая, геологическая, технологическая, энергетическая, строительная, генеральный план и транспорт, научная организация труда и система управления производством, охрана природы; организация строительства, технико-экономическая. Самая большая из них — технологическая часть, содержит обоснование проектной мощности, срока службы и режима работы горного предприятия. В ней приведены ТЭО схемы вскрытия шахтного поля, числа стволов; сечения, способы охраны и виды крепи вскрывающих выработок; абсолютные отметки рабочих горизонтов, а также чертежи вскрытия шахтного поля, околоствольных дворов, сечений стволов. Самостоятельный раздел этой части посвящен обоснованию схемы подготовки шахтного поля, систем разработки, механизации очистных работ. К нему прилагают планы горных работ, календарные графики проведения подготовительных выработок и графики организации очистных работ. В специальных разделах приведены расчеты и обоснование типов и параметров подъемных установок и подземного транспорта; в самостоятельные разделы вынесены вопросы вентиляции, техники безопасности, охраны зданий и сооружений, осушения шахтного поля и водоотлива и другие вопросы.

Строительная часть содержит описание и обоснование архитектурно-строительных решений зданий и сооружений, данные о площади застройки. В особых разделах освещены вопросы организации водоснабжения, канализации, теплоснабжения и вентиляции, даны чертежи внутриплощадочных и внешних сетей коммуникаций, планов основных сооружений.

В части, посвященной генеральному плану и транспорту, приведены характеристики всех промышленных площадок шахты, их вертикальной и горизонтальной планировки, проез-

дов, водоотводов, ограждения и озеленения. В этой части обобщаются также используемый вид транспорта с учетом транспортной системы района; разрабатывают чертежи плана района, генерального плана, планов и профилей подъездных путей и железнодорожных станций.

Важной частью пояснительной записки является проект организации строительства (ПОС), в котором определены основные технические решения и технологическая последовательность строительства. Составной частью ПОС является стройгенплан, который посвящен решению вопросов размещения на строительной площадке временных зданий, сооружений и коммуникаций, необходимых для строительства. После утверждения проекта на основе ПОС разрабатываются проекты производства работ (ППР).

Рабочая документация (вторая стадия проекта), выполняемая на основании утвержденного проекта строительства, включает: рабочие чертежи; ведомости объемов строительных и монтажных работ; ведомости потребности в материалах; спецификации на оборудование; сметную документацию; паспорта строительных рабочих чертежей зданий и сооружений.

### III.1.2. ПРОВЕРКА ПРОЕКТНЫХ ЧЕРТЕЖЕЙ

К началу работ строительной организации передают комплекты технической и проектной документации.

В состав технической документации входят: планы земной поверхности участков шахтного строительства; план расположения пунктов маркшейдерской опорной сети на земной поверхности; материалы детальной геологической разведки; чертежи земельного и горного отводов.

Проектная графическая документация представлена чертежами генерального плана строительства; схемой вскрытия шахтного поля с вертикальными разрезами по основным выработкам; проектными чертежами развития горных работ; рабочими чертежами зданий и сооружений технологического комплекса шахтной поверхности, инженерных коммуникаций, проходки и армирования шахтных стволов, околоствольных выработок и камер; проектом разбивочной сети.

Основные данные для вынесения геометрических элементов объекта строительства в натуру содержатся на рабочем чертеже проекта, поэтому изучению рабочих чертежей и проверке их цифровых данных уделяется большое внимание. Одним из способов проверки цифровых данных является проложение проектных полигонов.

Например, при проверке проекта участка околоствольных выработок (рис. 1, а) на концах прямолинейных участков осей выработок намечают точки полигона 1, 2, ..., 6; криволинейные

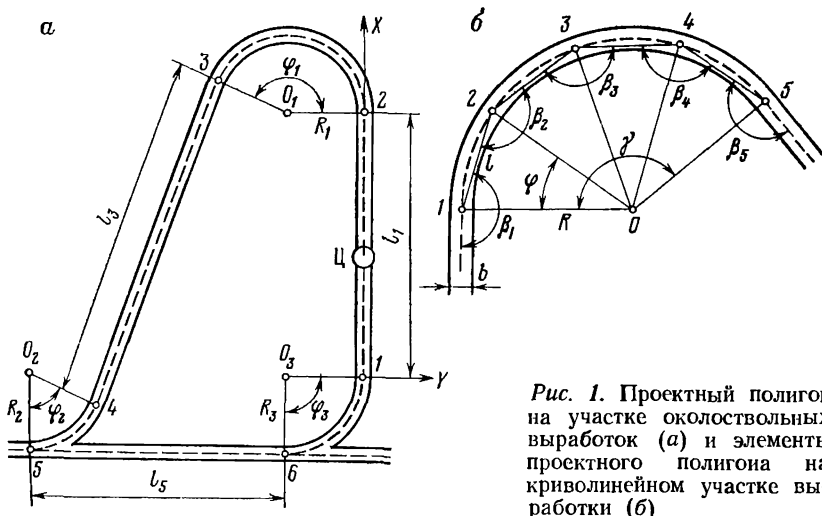


Рис. 1. Проектный полигон на участке околоствольных выработок (а) и элементы проектного полигона на криволинейном участке выработки (б)

участки обходят по граничным радиусам, т. е. центры  $O_1$ ,  $O_2$ ,  $O_3$  круговых кривых с центральными углами  $\varphi_1$ ,  $\varphi_2$ ,  $\varphi_3$  тоже входят в замкнутый полигон. Выбирают условную систему координат с центром в точке 1 ( $x_1=0$ ;  $y_1=0$ ) и дирекционным углом первой стороны  $\alpha_{1-2}=0$ . Вычисляют для пунктов полигона левые по ходу горизонтальные углы  $\beta$  при условии, что граничные радиусы перпендикулярны прямолинейным участкам осей выработок. Исходные данные, а также горизонтальные углы и длину сторон записывают в ведомость вычисления координат. При этом должны выполняться следующие условия:

для внешних углов

$$\Sigma\beta - 180^\circ(n+2) = 0;$$

для внутренних углов

$$\Sigma\beta - 180^\circ(n-2) = 0;$$

$$\Sigma\Delta x = 0; \quad \Sigma\Delta y = 0.$$

Если одновременно с проверкой проекта подготавливают исходные данные для вынесения осей выработок в натуру, то в проектный полигон вместо центров круговых кривых включают концы хорд, построенных на криволинейном участке оси выработки (рис. 1, б). Для определения числа хорд вначале вычисляют максимальное значение центрального угла  $\gamma$ , опирающегося на хорду,

$$\sin \frac{\gamma}{4} = \frac{1}{2} \sqrt{\frac{b}{R}},$$

где  $b$  — ширина выработки;  $R$  — радиус кривой.

Угол  $\gamma$  округляют в меньшую сторону так, чтобы  $\varphi/\gamma = n$  было целым числом. Внутренние углы  $\beta_1$  и  $\beta_5$  на начальной и конечной точках и углы  $\beta_2$ ,  $\beta_3$  и  $\beta_4$  на промежуточных точках кривой определяют из выражений

$$\beta_1 = \beta_5 = 180^\circ - \frac{\varphi}{2n};$$

$$\beta_2 = \beta_3 = \beta_4 = 180^\circ - \frac{\varphi}{n}.$$

Длину хорды (стороны) находят по формуле

$$l = 2R \sin \gamma/2.$$

Проектный полигон в этом случае вычисляют в принятой для шахты системе координат.

Особое внимание при изучении чертежей горных выработок следует обратить на то, что размеры сечений выработок, а также габариты размещаемого в них оборудования должны быть определены проектной организацией с учетом отклонений стенок крепи и оборудования от установленных нормативными документами.

О выявленных несоответствиях размеров и высот в проектных чертежах главный маркшейдер письменно сообщает руководству строительной организации, а последнее, в свою очередь, заказчику и проектной организации для внесения исправлений и корректировки проекта.

### III.1.3. РАЗБИВОЧНЫЕ РАБОТЫ

Плановая и высотная основа разбивочных работ представлена пунктами и реперами маркшейдерской опорной сети шахтной поверхности, пунктами разбивочной сети, а также осей шахтных стволов и трасс линейных сооружений.

Разбивочная сеть, оси шахтных стволов, трассы линейных сооружений закрепляются на местности организацией-заказчиком или по ее поручению специализированной организацией и передаются по акту генеральному подрядчику строящегося предприятия.

Вынесение осей зданий, сооружений и технологического оборудования, построение монтажных сеток, задание направлений подземным выработкам выполняет маркшейдерская служба строительной организации. Подготовку данных для вынесения в натуру геометрических элементов объекта строительства осуществляют по проектным чертежам, имеющим визу заказчика «К производству работ».

Наличие разбивочной сети позволяет применять наиболее простые способы разбивки основных осей зданий и сооружений,



а именно, способы створной линейной засечки, прямоугольных координат и полярных координат.

*Способ створной линейной засечки* применяют при вынесении точки  $C$  пересечения оси объекта со стороной разбивочной оси  $AB$  (рис. 2, а). На пункте  $A$  устанавливают теодолит и визируют на пункт  $B$ . По створу  $AB$  откладывают расстояние  $S$ .

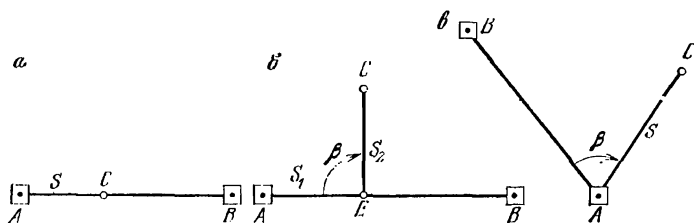


Рис. 2. Способы разбивок

Искомую точку  $C$  в *способе прямоугольных координат* (рис. 2, б) выносят в два этапа. Вначале определяют точку  $E$ , а затем, установив на ней теодолит, отложив угол  $\beta$ , равный  $90^\circ$ , и расстояние  $S_2$ , находят точку  $C$ .

Эти способы просты и в подготовке исходных данных для разбивки. Элементы разбивки  $S$ ,  $S_1$  и  $S_2$  могут быть получены как приращения координат между исходной  $A$  и искомой  $C$  точками, если известны координаты точки  $C$  в той же условной системе, в которой построена разбивочная сеть, или как разности расстояний до точек  $A$  и  $C$  от главных осей промышленной площадки, за которые часто принимают оси главного ствола.

*Способ полярных координат* (рис. 2, в), будучи более универсальным, требует и более сложной подготовки. Для определения элементов разбивки  $\beta$  и  $S$  необходимо решить обратную геодезическую задачу. При этом известны дирекционный угол направления  $BA$  ( $\alpha_{BA}$ ), координаты пункта  $A(x_A, y_A)$  и точки  $C(x_C, y_C)$ . Вычисляют дирекционный угол линии  $AC$   $\alpha_{AC}$ :

$$\operatorname{tg} \alpha_{AC} = \frac{y_C - y_A}{x_C - x_A};$$

угол  $\beta$ :

$$\beta = \alpha_{AC} - \alpha_{AB}$$

и расстояние  $S$ :

$$S = \frac{y_C - y_A}{\sin \alpha_{AC}} = \frac{x_C - x_A}{\cos \alpha_{AC}}.$$

Для вынесения в натуре угла  $\beta$  на точке  $A$  устанавливают теодолит, откладывают угол при двух положениях трубы, отметив точки  $C'$  и  $C''$  (рис. 3). Расстояние  $C'C''$  делят пополам

для получения точки  $C$ , фиксирующей вычисленное направление  $AC$ . Правильность перенесения угла  $\beta$  контролируют его измерением. По вынесенному направлению откладывают расстояние  $S$  с введением поправок за температуру, компарирование и угол наклона. Для контроля расстояние между точками  $A$  и  $C$  измеряют и сравнивают его горизонтальное положение с вычисленным.

Рис. 3. Схема перенесения горизонтального угла в натуру

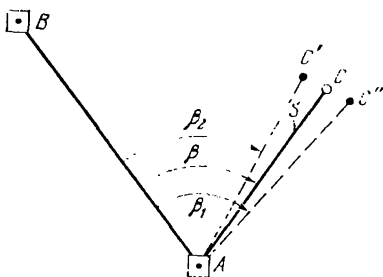
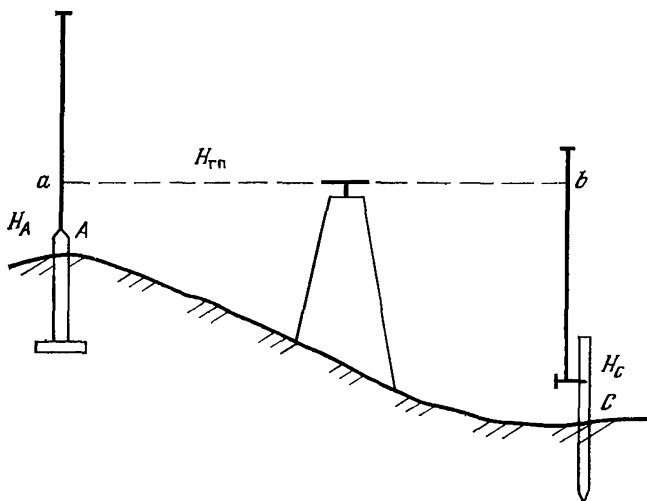


Рис. 4. Схема вынесения высоты точки способом горизонта прибора



При вынесении проектной отметки применяют способ горизонта прибора (рис. 4). Вычисляют горизонт прибора  $H_{ГП}$  как

$$H_{ГП} = H_A + a,$$

где  $H_A$  — высота исходного репера;  $a$  — отсчет по рейке, установленной на исходном репере.

Определяют отсчет по рейке  $b$ , который соответствует расстоянию от горизонта прибора до проектной отметки  $H_C$ :

$$b = H_{ГП} - H_C.$$

Рейку перемещают вдоль штыря, закрепляющего точку  $C$ , и фиксируют положение пяты рейки при отсчете  $b$ .

Все измерения, выполняемые при разбивках, фиксируют в журнале разбивок. В журнале записывают дату разбивки, исходные данные, номера проектных чертежей, элементы разбивки. Схемы разбивки подписывают исполнитель работ и начальник участка, принявший их.

### **III.1.4. КОНТРОЛЬ ЗА СОБЛЮЖДЕНИЕМ СООТНОШЕНИЯ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ЭЛЕМЕНТОВ ЗДАНИЙ, СООРУЖЕНИЙ, ПОДЪЕМНО-ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ И ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

Под геометрическими элементами зданий, сооружений, строительных конструкций, технологического оборудования и горных выработок понимают их характерные точки, оси, плоскости. Например, центр ствола, центр подъемной машины, главные и основные оси здания, ось колонны, ось полевого штрека, плоскость ведущего шкива и т. п.

Расстояния между точками, осями, поверхностями, предусмотренные проектом углы между осями или осью и плоскостью, радиусы закруглений, габариты горных выработок, диаметры цилиндрических элементов оборудования называют геометрическими параметрами.

Определить отклонение геометрических элементов от их проектного положения, сравнить действительные величины геометрических параметров с их номинальными (проектными) значениями — задачи, которые маркшейдерская служба решает путем контрольных измерений как в процессе строительно-монтажных работ, так и после их завершения.

Основой для контрольных измерений при установке конструкций и оборудования в проектное положение являются разбивочные и монтажные оси или линии, им параллельные, установочные риски на боковых гранях конструкций, опорные поверхности, реперы, марки и маяки.

О выявленных в результате контрольных измерений недопустимых отклонениях сообщают главному инженеру строительной организации, главному маркшейдеру вышестоящей организации и делают запись в Книге маркшейдерских указаний.

По мере завершения сооружения фундаментов, установки колонн, укладки инженерных коммуникаций, возведения конструкций из монолитного железобетона и монтажа технологического оборудования контрольными измерениями относительно разбивочных осей определяют положение их геометрических элементов и контуры поверхностей. Результаты измерений фиксируют в полевом журнале и наносят на рабочие чертежи проекта (копии) с указанием величин отклонений.

По завершении монтажа всего комплекса технологического оборудования производят проверку соотношения его геометрических элементов. Поскольку при этом важно выявить внутренние соотношения элементов, съемочные работы часто выполняют в условной системе координат, за оси которой принимают основные геометрические элементы оборудования.

Величины допустимых отклонений геометрических элементов и параметров от их проектных значений установлены рядом нормативно-технических документов (НТД), к которым относятся: главы строительных норм и правил (СНиП), а также инструкции по проектированию и производству строительных и монтажных работ (СН), утвержденные Государственным комитетом СССР по делам строительства (Госстрой СССР); отраслевые правила безопасности (ПБ и ЕПБ), правила технической эксплуатации (ПТЭ); Инструкция по производству маркшейдерских работ; Правила охраны сооружений от вредного влияния горных разработок, утвержденные Государственным комитетом СССР по горнотехническому надзору (Госгортехнадзор СССР).

Геометрическая точность в строительстве — это прежде всего качественное возведение зданий и сооружений. Первым этапом решения этой задачи является разработка единой общегосударственной системы допусков, регламентирующей технологическую точность всех производственных процессов и операций в строительстве. Так, Госстроем СССР утверждены стандарты Системы обеспечения точности геометрических параметров в строительстве. Главную роль во внедрении этой Системы в практику шахтного строительства должны сыграть проектные институты, поскольку класс зданий и сооружений по геометрическим параметрам определяется на стадии проектирования. Следует ожидать, что в проектах со временем появятся особые требования к точности строительных деталей и конструкций, их сборке, а также к методам и техническим средствам выполнения разбивочных работ и контрольных измерений.

### **III.1.5. НАБЛЮДЕНИЯ ЗА ОСАДКАМИ СООРУЖЕНИИ**

Проектная организация определяет здания и сооружения, за осадками которых необходимо вести наблюдения, и разрабатывает ТЗ, в котором указаны точность определения осадок, периодичность и сроки наблюдений, а также имеются проекты размещения исходных реперов и осадочных марок.

При больших объемах работ и повышенной точности измерений наблюдения за осадками фундаментов выполняют по договору с заказчиком специализированные организации. Маркшейдерская служба строительной организации осуществляет наблюдения за осадками в тех случаях, когда необходимая

точность определения осадок составляет  $\pm 5$  мм, число осадочных марок не более десяти, а общая длина нивелирных ходов не превышает 500 м.

В качестве исходных используют грунтовые или стенные реперы, размещаемые группами по три-четыре репера вне зоны распространения осадок. В зависимости от места закрепления осадочные марки подразделяются на стенные, цокольные и плитные. Осадки фундаментов измеряют геометрическим нивелированием марок. Осадка — это разность высот марки, полученных в разных циклах измерений.

Осадки фундаментов определяют в результате нивелирования, которое в зависимости от точности бывает трех классов. Средняя квадратическая погрешность измерения величины осадки составляет:

I класс . . . . .	$\pm 1$ мм
II класс . . . . .	$\pm 2$ мм
III класс . . . . .	$\pm 5$ мм

Нивелирование I класса в основном применяют для измерений осадок фундаментов уникальных объектов, а также зданий и сооружений, возводимых на скальном основании; II класса — осадок фундаментов зданий и сооружений, возводимых на сжимаемых грунтах, а III класса — на насыпных, просадочных и вечномёрзлых грунтах.

По результатам измерений вычисляют среднюю осадку  $S_{\text{ср}}$ , относительный прогиб  $f$  и неравномерность осадок (крен)  $K$ :

$$S_{\text{ср}} = \frac{[S]}{n};$$

$$f = \frac{2S_2 - (S_1 + S_3)}{2L};$$

$$K = \frac{S_1 - S_3}{L},$$

где  $[S]$  — сумма осадок всех марок сооружения, мм;  $n$  — число марок;  $S_1$  и  $S_3$  — осадки крайних марок прямой линии, мм;  $S_2$  — осадка средней марки, мм;  $L$  — расстояние между крайними марками, мм.

До достижения полной нагрузки на основание должно быть произведено не менее четырех циклов измерений осадок: первый из них — после возведения фундамента. Наблюдения прекращают, если в течение трех циклов измерений величина осадок фундамента колеблется в пределах заданной точности измерений.

Величины предельных деформаций приведены в главе СНиП 2.02.01—83 «Основания зданий и сооружений».

### III.1.6. ИСПОЛНИТЕЛЬНЫЕ СЪЕМКИ

Исполнительные съемки могут быть текущими и окончательными. Первые выполняют в процессе производства строительно-монтажных работ, вторые — по завершении строительства комплекса зданий и сооружений (промплощадки обогатительной фабрики, линейных внеплощадочных сооружений и т. п.).

Текущие съемки ведут с пунктов разбивочной сети и осевых пунктов зданий и сооружений. Не видимые в результате выполнения последующих работ части зданий и сооружений снимают сразу после их возведения. Так, например, съемку элементов подземных инженерных коммуникаций выполняют в открытых траншеях до их засыпки. При этом координируют точки углов поворота трассы и входа в здания, смотровые и другие колодцы. На исполнительном продольном профиле трассы показывают отметки верха колодца, входа и выхода лотка; расстояния между колодцами и уклоны трубопроводов.

По результатам текущих съемок и контрольных измерений в крупном масштабе составляют оперативный рабочий генеральный план промплощадки.

Съемку подземных горных выработок осуществляют по мере их проведения в соответствии с требованиями Инструкции по производству маркшейдерских работ.

По завершении строительства съемку промышленной площадки и обновление топографических планов территории горнодобывающих предприятий выполняют специализированные топографо-геодезические организации с учетом требований нормативных документов ГУГК и Госстроя.

Перед сдачей шахты в эксплуатацию специализированные организации возобновляют построение опорных и съемочных сетей с составлением необходимого комплекта горной графической документации.

### III.1.7. УЧЕТ ОБЪЕМОВ ГОРНОПРОХОДСКИХ РАБОТ

Маркшейдерские замеры горнопроходческих работ производят один раз в месяц, т. е. определяют состояние на 1-е число.

Маркшейдерский замер горнопроходческих работ состоит в измерении длины, ширины и высоты выработки с привязкой замера к пунктам съемочной сети. Ширину и высоту выработки определяют в нескольких местах и вычисляют их средние значения. При приемке горных выработок проверяют соблюдение заданных направления и уклона, сечения выработки вчерне и в свету, норм в отставании крепи и настилки постоянного рельсового пути и т. п. Решение о приемке горнопроходческих работ или об их отнесении в брак принимают непосредственно при

маркшейдерском замере. Результаты замера (приемки) горнопроходческих работ фиксируют в полевом замерном журнале участкового маркшейдера, являющемся основным первичным документом, поэтому при записях в нем обязательны аккуратность и четкость.

На основе данных маркшейдерских замеров заполняют журнал месячных маркшейдерских замеров горнопроходческих работ с соблюдением их последовательности по видам работы. Журнал месячных маркшейдерских замеров горнопроходческих работ после каждого замера подписывают руководитель строительной организации и главный маркшейдер.

## III.2. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА НА ШАХТНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

### III.2.1. РАЗБИВОЧНЫЕ СЕТИ

Для промышленных площадок современных высокомеханизированных шахт характерно наличие крупных блоков зданий и сооружений, имеющих жесткую технологическую связь друг с другом. До начала строительных работ на промышленной площадке создают разбивочную сеть пунктов в виде системы прямоугольников со сторонами, параллельными осевым линиям шахтных стволов. Построение разбивочной сети позволяет рационально и с большой точностью перенести на промышленную площадку оси шахтных стволов, зданий, инженерных коммуникаций, транспортных путей и других объектов.

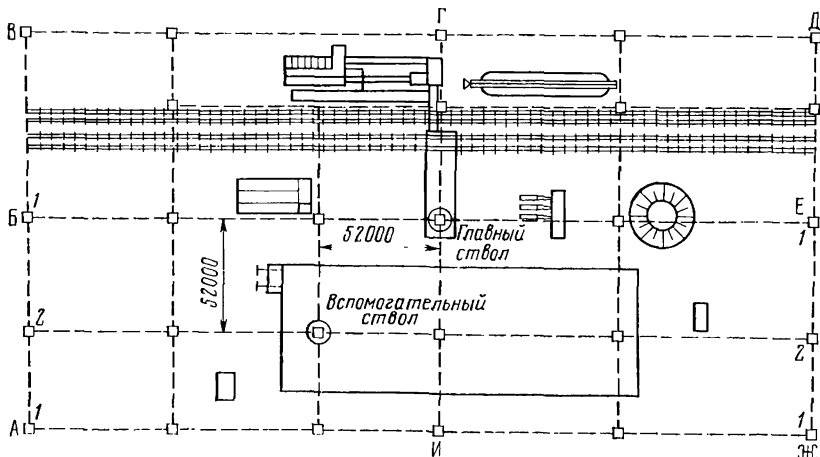


Рис. 5. Проект разбивочной сети промплощадки шахты:  
1 — основные пункты; 2 — дополнительные пункты

Проектная организация разрабатывает проект разбивочной сети, используя чертежи генерального плана. При этом основные пункты сети располагают в вершинах прямоугольников, дополнительные — в створе между основными (рис. 5). Длину сторон между основными пунктами принимают равной 80—350 м; конструкция и местоположение центра должны соответствовать климатическим условиям и характеристикам грунта территории застройки и обеспечивать долговременную сохранность основного пункта. Число и расположение основных и дополнительных пунктов определяются максимальным удобством проведения разбивочных работ. Координаты пунктов получают аналитически в условной системе, направление осей которой совпадает с направлением сторон сети. В пояснительной записке к проекту приводят необходимые данные о системах координат и высот, исходные пункты, чертежи основных и дополнительных пунктов, методику построения сети и технические средства измерений. К проекту прикладывается сметно-финансовый расчет на производство работ.

Построение разбивочной сети производит, как правило, по договору с заказчиком специализированная организация.

При вынесении первого пункта разбивочной сети исходными являются пункты маркшейдерской опорной сети; расхождение в положении первого пункта из двукратных определений не должно превышать 0,2 м.

После проложения полигонометрического хода 2-го разряда и уравнивания сети основные пункты редуцируют. Редуцирование состоит в определении поправок по осям абсцисс и ординат путем вычитания уравненных координат пункта из проектных и введении этих поправок по осям, прочерченным на металлической пластине верха пункта; фиксации нового (исправленного) положения центра пункта. Разбивочные работы всегда удобнее вести от пунктов, координаты которых отличаются от проектных на малые величины, которыми можно пренебречь.

После редуцирования основных пунктов производят контрольные измерения. Отклонения измеренных углов от 90 или 180° не должны превышать 30". Дополнительные пункты выставляют в створе между основными, отклонение положения дополнительных пунктов от створа не должно превышать 5 мм.

Высоты всех пунктов сети определяют проложением нивелирных ходов IV класса.

При строительстве промышленных площадок сравнительно небольших шахт с размещением технологического оборудования в отдельных, не связанных друг с другом зданиях специальную разбивочную сеть разрешается не строить. В этом случае разбивочные работы выполняют от пунктов, расположенных на осевых линиях шахтных стволов и опирающихся на эти пункты теодолитных ходах. Центр ствола переносят в патуру незави-



симо дважды от пунктов маркшейдерской опорной сети, удаленных от ствола не более чем на 300 м. Расхождение в положении центра ствола из двукратных определений не должно превышать 0,2 м; расхождение дирекционного угла главной оси ствола не более 2'. Погрешность разбивки другой оси (перпендикулярной) относительно главной не должна превышать 30". Осевые пункты размещают так, чтобы их можно было использовать для разбивочных работ; расстояние между соседними пунктами должно быть не менее 50 м. Каждую из осей закрепляют не менее чем шестью пунктами; по осевым пунктам и центру ствола прокладывают полигонометрический ход 2 разряда и ходы технического нивелирования, вычисляют координаты и высоты пунктов.

При реконструкции шахты для своевременной подготовки к добыче новых нижележащих горизонтов кроме углубки существующих стволов часто проходят дополнительные шахтные стволы, оснащенные более высокопроизводительными подъемами. При вынесении в натуру геометрических элементов нового ствола, связанного с технологическим комплексом существующей шахты, расхождение в положении центра ствола из двукратных определений не должно превышать 0,2 м, а расхождение дирекционного угла главной оси не более 2'. В этом случае центр и оси ствола выносят с пунктов маркшейдерской опорной сети, используемых при ориентировании шахты, или с осевых пунктов существующего шахтного ствола (в стесненных условиях расстояния между соседними осевыми пунктами разрешается уменьшать до 20 м).

По мере застройки промплощадки направления осей ствола закрепляют в стенах зданий и сооружений. По завершении строительства сохранившиеся пункты разбивочной сети передают маркшейдерской службе шахты.

### III.2.2. РАЗБИВКА ОСЕЙ ЗДАНИЙ И СООРУЖЕНИЙ

Продольная и поперечная оси здания или сооружения называются главными; их разбивают, если здания и сооружения связаны между собой технологическими процессами. На промплощадке шахты такими осями, например, являются оси шахтных стволов. С пунктов, закрепляющих оси ствола, выполняют разбивку всех примыкающих к нему зданий и сооружений.

Основные — это периферийные оси, как правило, повторяющие конфигурацию наружных ограждающих или несущих конструкций здания (сооружения).

Главные и основные оси здания, являющиеся основой для детальной разбивки промежуточных осей, выносят с пунктов разбивочной сети способами створной линейной засечки, прямоугольных или полярных координат (см. рис. 2). Оси закреп-

ляют постоянными или временными грунтовыми знаками, а также скобами и марками в стенах зданий.

Правильность разбивки осей контролируется измерениями с пунктов, которые не были использованы при вынесении осевых точек, а также путем определения прямых углов между осями и измерениями длины сторон и диагоналей прямоугольника, образованного основными осями здания.

**Таблица 1**

Интервал номинального размера (в м)	Допуск (в мм) по классу точности					
	1	2	3	4	5	6
До 2 500	0,6	1,0	1,6	2,4	4,0	6,0
2 500—4 000	1,0	1,6	2,4	4,0	6,0	10,0
4 000—8 000	1,6	2,4	4,0	6,0	10,0	16,0
8 000—16 000	2,4	4,0	6,0	10,0	16,0	24,0
16 000—25 000	4,0	6,0	10,0	16,0	24,0	40,0
25 000—40 000	6,0	10,0	16,0	24,0	40,0	60,0
40 000—60 000	10,0	16,0	24,0	40,0	60,0	100,0
60 000—100 000	16,0	24,0	40,0	60,0	100,0	160,0
100 000—160 000	24,0	40,0	60,0	100,0	160,0	—

Точность разбивки главных и основных осей должна соответствовать допускам (в мм) разбивки осей в плане по ГОСТ 21779—82 (табл. 1). Класс точности в зависимости от конструктивных особенностей здания, как правило, рассчитывается и задается проектной организацией.

По окончании разбивочных работ составляют акт разбивки осей и исполнительный чертеж, на котором показывают: вынесенные в натуру оси здания; осевые пункты; расстояния между пунктами и между осями; координаты точек пересечения осей в системе разбивочной сети; реперы и их высоты; объекты ситуации; пункты разбивочной сети.

После завершения земляных работ по мере отрывки котлована производят детальную разбивку и закрепление всех промежуточных осей здания. Для этого на расстоянии 3—5 м от бровки котлована сооружают обноску, которая может быть сплошной или разреженной. Основными элементами обноски являются два столба, врытые в землю и соединенные вверху горизонтальной доской. С осевых пунктов с помощью теодолита на обноску выносят направления главных и основных осей, от которых линейными измерениями определяют и закрепляют (рисками, гвоздями, пропилом и т. п.) на горизонтальных досках обноски промежуточные оси.

В качестве реперов используют осевые пункты, высоты которых определяют по замкнутым ходам технического нивелирования, проложенным от пунктов разбивочной сети.

Для обеспечения строительства крупных зданий из сборных конструкций разбивают монтажную сетку, стороны которой смещают относительно осей колонн на расстояние, зависящее от размеров опорных плит или подколонников.

### III.2.3. РАБОТЫ ПРИ СООРУЖЕНИИ ФУНДАМЕНТОВ

При строительстве зданий широко применяют сборные и монолитные ленточные фундаменты. Под железобетонные колонны возводят фундаменты стаканного или пенькового типа. Большим разнообразием отличаются фундаменты под башенные копры: ленточные, коробчатые, монолитные плиты, ростверковые плиты на сваях, столбах или опускных колодцах и т. п.

При возведении ленточных фундаментов по основным осям, закрепленным на обноске, натягивают проволоки, а в котловане закладывают рабочие реперы и с помощью нивелира и рулетки определяют их высоты. Относительно закрепленных осей и реперов организуют опалубку с каналами и проемами для инженерных коммуникаций. Монтаж сборного фундамента начинают с установки относительно основных осей угловых и нескольких промежуточных (маячных) блоков; остальные — по струнам (причалкам), натянутым между гранями маячных блоков.

Положение фундаментов под колонны определяют относительно осей монтажной сетки.

При сооружении свайного фундамента закрепляют оси наружных рядов свай; положение остальных свай при забивке определяют линейными измерениями от закрепленных осей.

При возведении столбчатых фундаментов с осевых пунктов ствола разбивают оси шурфов, относительно которых в котловане бетонируют устья шурфов и устанавливают нулевые рамы. Контроль за проходкой и креплением шурфа выполняют с помощью центрального отвеса, закрепляемого на нулевой раме. Отклонение крепи от вертикали не должно превышать 500 мм. Четыре шурфа, пройденные до коренных пород, являются столбчатым основанием под ростверковую плиту—фундамент башенного копра.

Контур опускного колодца определяют относительно осей ствола и закрепляют кольями по круговой кривой через интервал, равный длине секции режущего башмака. Горизонтальность секций башмака проверяют нивелированием; вертикальность погружения колодца контролируют отвесами и нивелированием марок, заложенных в основании колодца. Горизонтальные смещения колодца не должны превышать 0,01 глубины его погружения.

При возведении ростверка детальные разбивки для установки опалубки, арматуры и закладных деталей выполняют

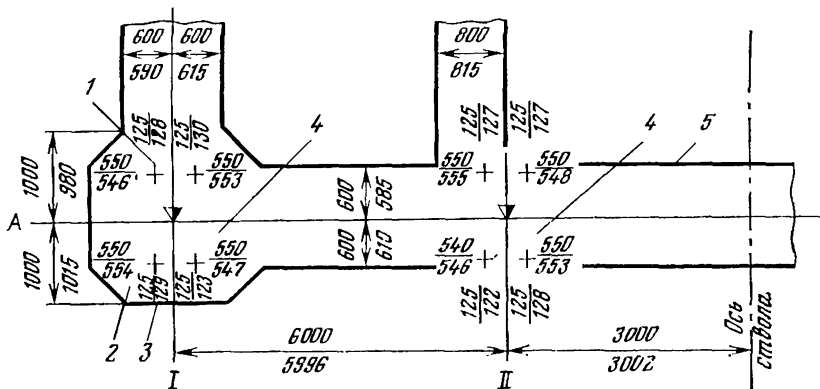


Рис. 6. Исполнительная схема части фундамента под металлический башенный копер:

1 — ось анкерного болта; 2, 3 — расстояния от оси анкерного болта соответственно до осей колонны А и I; 4 — опорные поверхности; 5 — контур фундамента

относительно основных и промежуточных осей, закрепленных на обноске.

По окончании работ производят исполнительную съемку фундамента, анкерных болтов и других закладных деталей. По результатам съемки составляют план фундамента в масштабе 1:50 или 1:100 (рис. 6). При этом проектные расстояния и размеры указывают в числителе, фактические — в знаменателе.

### III.2.4. РАБОТЫ ПРИ ВОЗВЕДЕНИИ ЗДАНИЙ И СООРУЖЕНИЙ ИЗ СБОРНЫХ КОНСТРУКЦИЙ

После завершения работ нулевого цикла на исходный горизонт здания выносят основные и промежуточные оси. Для строительства многоэтажных зданий больших размеров (административно-бытовой комбинат, главный корпус обогатительной фабрики) на исходный (нулевой) горизонт выносят оси монтажной сетки и закрепляют их дюбелями, монолитами, кернами на закладных деталях, рисками на покрашенной поверхности и т. п.

Смещение осей железобетонных колонн и объемных блоков в нижнем сечении относительно разбивочных осей не должно превышать 5 мм; отклонение оси колонны от вертикали не должно превышать 0,001 ее высоты. Вертикальность колонн выверяют отвесами (при скорости ветра до 2 м/с), приборами вертикального визирования или с помощью теодолита в результате проектирования (при двух положениях трубы) верхней осевой риски *M* на основание колонны (рис. 7, а) — точка *m*; то же на рейку (рис. 7, б) или с помощью отсчетов по рейкам, прикладываемым к верхней *M* и нижней *N* (проекция — точка

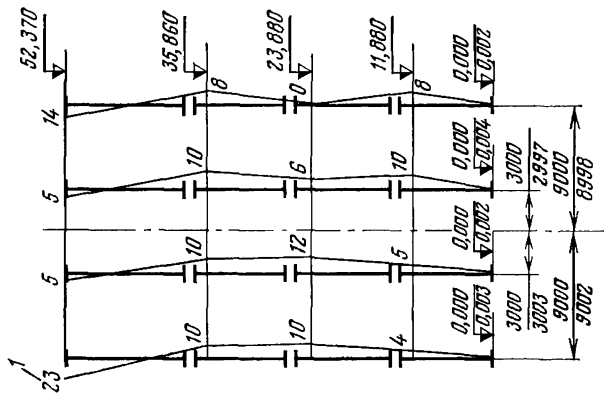


Рис. 8. Вертикальная проекция ряда колонн

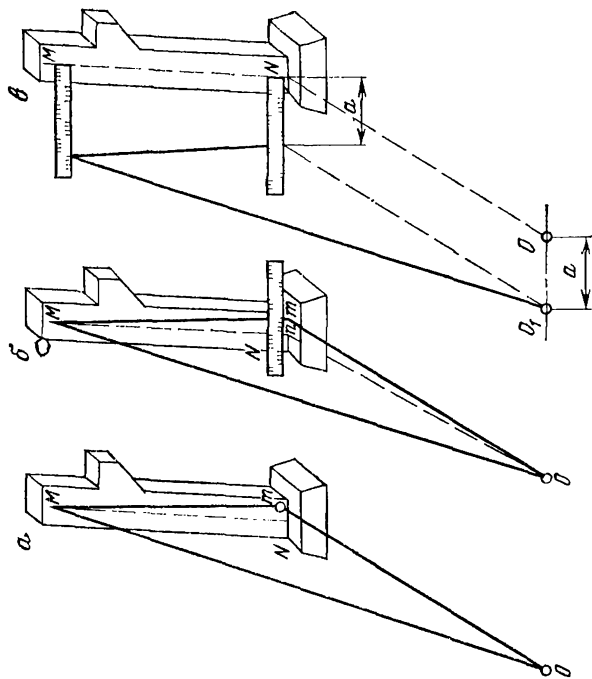


Рис. 7. Способы проверки вертикальности оси колонны теодолитом

*n*) осевым рискам колонны (рис. 7, в). При этом *a* — расстояние между последовательными точками стояния теодолита *O* и *O*<sub>1</sub>.

При возведении стального каркаса башенного копра главными разбивочными осями являются оси ствола. Монтаж металлоконструкций первого яруса начинают с установки опорных плит. Фактическая отметка верхней плоскости плиты не должна отличаться от проектной более чем на 1,5 мм, а уклон плоскости не должен превышать 0,0007. На окончательно закрепленные опорные плиты переносят оси колонн и закрепляют их кернами или рисками. Правильность положения осей проверяют измерением всех пролетов компарированной рулеткой (допустимое отклонение от проектного расстояния между колоннами 5 мм). Отклонение оси колонны от вертикали не должно превышать 15 мм при высоте колонны до 15 м, т. е. 0,001 высоты колонны, но не более 35 мм при высоте колонны более 15 м. После завершения монтажа каждого яруса каркаса измерениями от осей ствола, вынесенных на горизонт перекрытия, определяют положение осей колонн. По результатам измерений составляют чертежи рядов колонн в вертикальных проекциях, параллельных осям ствола. На чертежах указывают проектные (в числителе) и фактические (в знаменателе) отклонения колонн *l* и высоты ярусов (рис. 8).

### III.2.5. РАБОТЫ ПРИ СООРУЖЕНИИ КОПРОВ В СКОЛЬЗЯЩЕЙ ОПАЛУБКЕ

Скользящую опалубку собирают на фундаментной плите относительно осей ствола, закрепленных на обноске. После установки опалубки проверяют ее положение в горизонтальной плоскости, вертикальность домкратных рам и горизонтальность рабочего пола. Положение опалубки в горизонтальной плоскости определяют измерениями расстояний от проволок, натянутых вдоль осей ствола, до внутренних поверхностей щитов опалубки, а также между щитами секций. Нивелируют ригели домкратных рам и рабочий пол в углах секций. Допустимые отклонения элементов скользящей опалубки от проектного положения приведены в СНиП III—15—76 «Бетонные и железобетонные конструкции монолитные».

В процессе возведения башни копра правильность положения скользящей опалубки контролируют измерениями не реже чем через 4 м ее подъема. Положение опалубки в горизонтальной плоскости выверяют с помощью отвесов или приборов вертикального визирования. В копрах высотой до 70 м четыре отвеса закрепляют в ствольном и один в лифтовом отделениях (рис. 9). При возведении более высоких копров необходимо следить за периферийными щитами опалубки, поэтому в углах

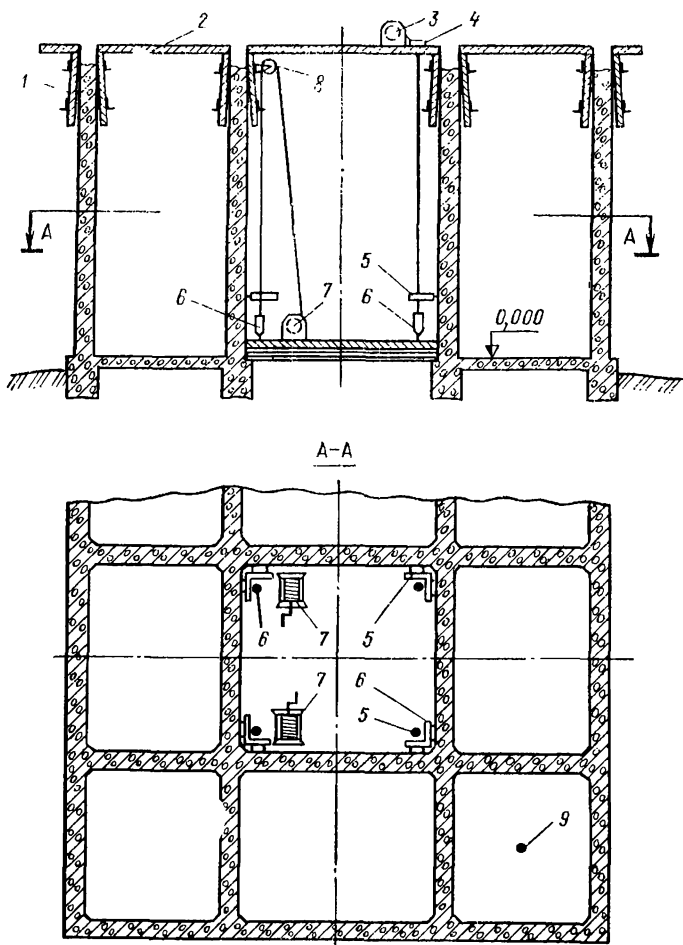


Рис. 9. Схема расположения оборудования и отвесов при проверке положения опалубки:

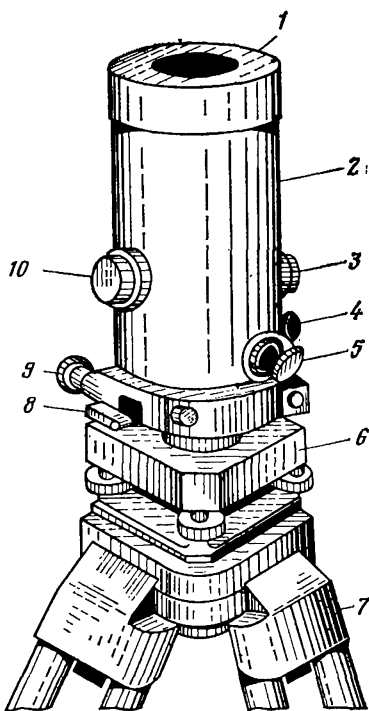
1 — щиты опалубки; 2 — рабочий пол; 3 — лебедка на рабочем полу; 4 — центрировочная пластина; 5 — координатомер; 6 — груз отвеса (10—15 кг); 7 — лебедка на нулевой раме; 8 — блок; 9 — отвес в лифтовом отделении

наружных стен закрепляют дополнительные отвесы. Расстояния от троса отвеса измеряют линейкой до граней уголкового координатомера. Основание координатомера крепят к стенам таким образом, чтобы его рабочие грани были параллельны осям ствола.

Прецизионный зенит-лот прибор PZL 100 (рис. 10), изготовляемый Народным предприятием «Карл Цейс Йена» (ГДР),

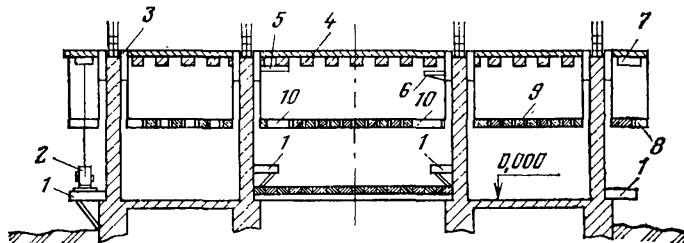
**Рис. 10.** Прецизионный зенит-лот прибор:

1 — защитное стекло объектива; 2 — корпус трубы; 3 — окуляр зрительной трубы; 4 — микроскоп-оценщик горизонтального круга; 5 — зеркало подсветки; 6 — подъемный аппарат; 7 — штатив; 8 — закрепительный винт; 9 — винт наводящего устройства; 10 — фокусировочный винт



**Рис. 11.** Визирные марки и зенит-прибор при контроле положения скользящей опалубки:

1 — консольный пункт для установки зенит-прибора; 2 — зенит-прибор; 3 — щит опалубки; 4 — рабочий пол; 5 — визирная марка, укрепленная к низу рабочего пола; 6 — визирная марка на консоли, укрепленной к кружалам опалубки; 7 — визирная марка, укрепленная на козырьке опалубки; 8 — наружные подвесные подмости; 9 — внутренние подмости; 10 — отверстия в подмостях для наблюдения за визирными марками



получил широкое применение для контроля за вертикальностью возведения башенных копров. Средняя квадратическая погрешность проектирования точки на 100 м по вертикали прибором PZL 100 равна  $\pm 1$  мм. При определении смещений опалубки прибором PZL 100 ведут наблюдения за визирными марками, закрепленными в различных частях опалубки (рис. 11). Для быстрой и надежной установки зенит-прибора в рабочее положение в стенах или фундаменте башни закладывают пункты консольного типа, в оголовке которых имеются отверстия под становой винт прибора.



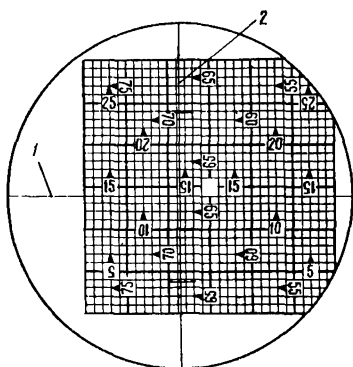


Рис. 12. Поле зрения зенит-прибора:

1 — горизонтальная видимая нить сетки нитей зенит-прибора; 2 — вертикальная нить с дальномерными штрихами

Один прием измерений зенит-прибором с использованием марки, выполненной в виде сетки квадратов, состоит в следующем: вращают зрительную трубу до тех пор, пока горизонтально видимая нить (нить без дальномерных штрихов) не расположится параллельно одной из координатных осей марки, и берут против нити отсчет  $a_1$  по шкалам марки (рис. 12), в данном случае отсчет по малой шкале равен 13,9 см; поворачивают трубу на  $90^\circ$  и аналогичным образом берут отсчет  $b_1$ ; последовательно поворачивают трубу на  $180^\circ$  и  $270^\circ$  от начального направления и берут отсчеты  $a_2$  и  $b_2$ ; полу-

чают средние отсчеты  $a = 0,5(a_1 + a_2)$  и  $b = 0,5(b_1 + b_2)$ .

При наблюдении за положением опалубки фиксируют высоту рабочего пола. Эту задачу решают с помощью деревянных реек с дециметровыми делениями, прикрепляемых к арматуре стен в нескольких угловых частях башни. Первые рейки устанавливают после монтажа опалубки и по мере ее подъема систематически наращивают новыми. Через 10—20 м подъема опалубки от репера, заложенного в докольной части копра, с помощью рулетки и нивелира на рейки передают высоты. Если отсчеты по шкалам реек отличаются от высот, определенных по контрольным измерениям, более чем на 20 мм, то положение реек или их шкал корректируют. В процессе строительства рейки используют для оперативного контроля за горизонтальностью рабочего пола, а также для детальных разбивочных работ при устройстве перекрытий и установке закладных деталей в стены копра.

Результаты наблюдений за положением опалубки оформляют в виде проекций ряда сечений копра на горизонтальную плоскость или в виде профильных линий стен. Чертеж сечений позволяет установить опасные отклонения стен копра от вертикали, определить растяжение, сжатие и закручивание опалубки и своевременно разработать мероприятия по устранению и предотвращению недопустимых отклонений и деформаций. Отклонения стен башенного копра от вертикального положения не должны превышать: при отсутствии промежуточных перекрытий — 0,0002 высоты сооружения, но не более 100 мм; при наличии промежуточных перекрытий — 0,001 высоты, но не более 50 мм (СНиП III—15—76).

### III.2.6. ГЕОМЕТРИЧЕСКИЕ ЭЛЕМЕНТЫ И ПАРАМЕТРЫ ОДНОКАНАТНЫХ ПОДЪЕМНЫХ УСТАНОВОК

Одноканатная подъемная установка состоит из подъемной машины, копра, копровых шкивов, подъемных канатов и подъемных сосудов.

Для одноканатных подъемных установок применяют малые, средние и крупные однобарабанные (Ц) и двухбарабанные (2Ц) подъемные машины с диаметром барабана от 1,2 до 9 м. Для упорядоченной навивки каната на обечайке барабанов выполнена винтовая нарезка (канавки), а на конических поверхностях бицилиндроконического барабана (БЦК) приварены спиральные желобки. Зазор между смежными витками каната составляет 2—5 мм для средних и крупных машин и 6—7 мм для машин БЦК.

Копры, устанавливаемые над стволом шахты, предназначены для поддержания копровых шкивов, закрепления проводников и посадочных устройств клетей, а также разгрузочных кривых. Укосный копер состоит из вертикального станка, укосины, подпирающей станок в верхней части и укрепленной внизу на бетонном фундаменте, и подшкивной площадки. Станок копра опирается на подкопровую раму, устанавливаемую в устье ствола. Стальные укосные копры бывают А-образные, четырехстоечные, шатровые и цилиндрические.

Копровые шкивы служат для поддержания и направления канатов от подъемной машины в ствол шахты. По конструкции обода различают копровые шкивы со съёмной футеровкой и нефутерованные. В качестве футеровки применяют дерево, резину, мягкие металлы и пресс-массу. Нефутерованные шкивы диаметром 2; 2,5 и 3 м изготовляют с литым ободом, а шкивы диаметром 4; 5 и 6 м со штампованным ободом из высокопрочных сталей. В качестве подъемных используют стальные проволочные канаты.

Подъемные сосуды представлены скипами, клетями и комбинированными сосудами. Вместимость скипов преимущественно составляет 7—15 м<sup>3</sup>, а в отдельных случаях достигает 20 м<sup>3</sup>; клетки по конструктивному исполнению бывают опрокидными и опрокидными; по назначению они разделяются на грузоподъемные, людские, инспекторские. Рассмотрим основные геометрические элементы одноканатной подъемной установки. Оси главного вала и вала копрового шкива являются осями вращения (рис. 13). Центр подъемной машины — точка *O* на оси главного вала, делящая пополам расстояние между ребрами барабана (барабанов). Прямая, проходящая через центр подъемной машины перпендикулярно оси ее главного вала, называется осью подъема машины. Различают точки схода подъемного каната на барабане подъемной машины *B*<sub>1</sub> и *B*<sub>2</sub>, соответствующие крайним положениям

первого каната, и точки  $\text{Ш}_1$  и  $\text{Ш}_2$  на копровом шкиве. У второго каната точки схода обозначаются соответственно  $\text{Б}_3$ ,  $\text{Б}_4$  и  $\text{Ш}_3$ ,  $\text{Ш}_4$ . Под точкой закрепления подъемного каната  $\text{С}_1$  понимаем точку пересечения продолжения оси каната с горизонтальной плоскостью, проходящей через ось (оси) крепления подвесного устройства к подъемному сосуду.

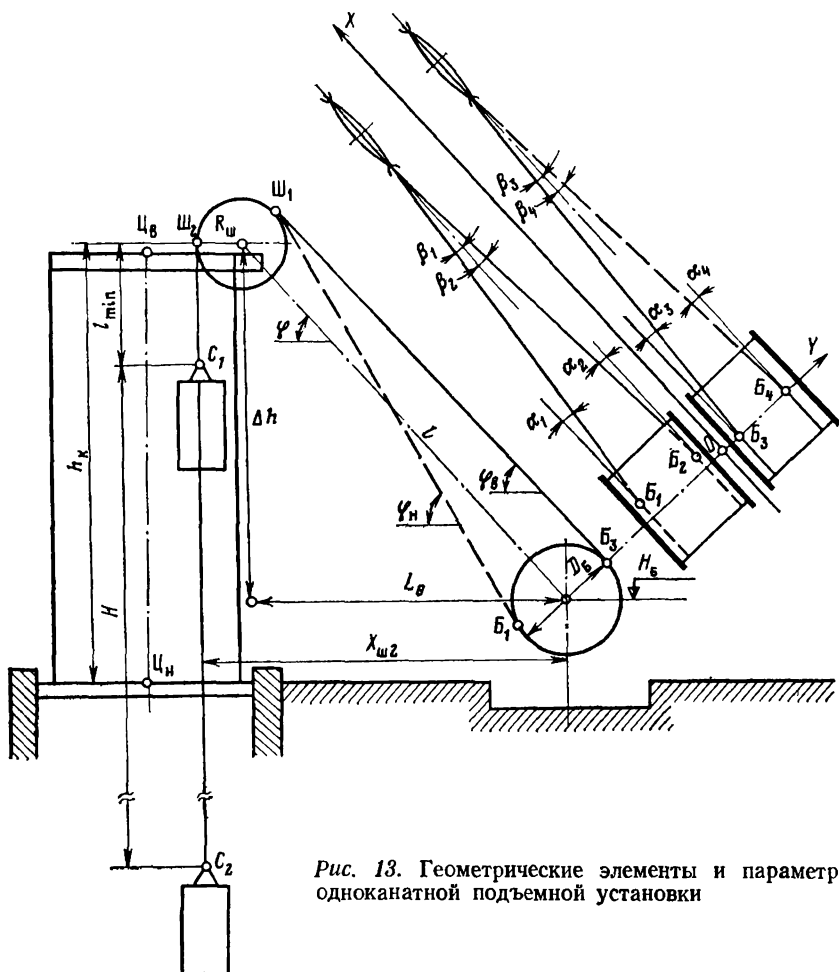


Рис. 13. Геометрические элементы и параметры одноканатной подъемной установки

Осями подкопровой рамы и подшківной площадки называют две взаимно перпендикулярные прямые, которые закрепляют на верхних плоскостях рамы и площадки при сборке; они должны соответствовать проектному положению осей ствола при уста-

новке подкопровой рамы и копра. Пересечения этих осей соответственно — центры верхнего  $\Pi_{\text{в}}$  и нижнего  $\Pi_{\text{н}}$  сечений копра, а линия, соединяющая их, — главная ось копра.

Продолжим рассмотрение, но уже геометрических параметров одноканатной подъемной установки.

Угол девиации подъемного каната на барабане машины — это угол между осью струны каната и плоскостью, перпендикулярной оси главного вала и проходящей через точку схода каната с барабана. Угол девиации каната на шкиве — угол, образованный осью струны каната и осевой плоскостью шкива. Углы девиации зависят от длины струны каната и ширины зоны навивки каната на барабан машины. Длина струны подъемного каната — это расстояние между точками схода каната с барабана машины  $B_1$  ( $B_3$ ) и со шкива  $\Pi_1$  ( $\Pi_3$ ). Различают верхнюю и нижнюю струны канатов с углами наклона  $\varphi_{\text{в}}$  и  $\varphi_{\text{н}}$ . Однако для инженерных расчетов можно принять, что углы девиации находятся в наклонной плоскости, проходящей через главную ось вала машины и ось вала шкива. В соответствии с этим за длину струны каната и за угол ее наклона можно принять длину линии  $l$ , соединяющей оси главного вала и вала шкива, и угол ее наклона  $\varphi$ . Назовем и связанные с этими параметрами превышение  $\Delta h$  и горизонтальное расстояние  $L_0$  между осью вала шкива и осью главного вала.

На барабане машины различают следующие зоны размещения подъемного каната:

зону витков трения  $b_{\text{т}}$  (для барабанов с деревянной футеровкой  $b_{\text{т}}=3$ , с металлической футеровкой  $b_{\text{т}}=5$ );

зону витков запасной части каната  $b_3$  длиной 30 м, предназначенную для его испытаний;

зону рабочих витков каната  $b_{\text{р}}$ ;

свободную часть  $b_{\text{с}}$ .

При многослойной навивке каната используется вся ширина  $B$  барабанов, в этом случае  $b_{\text{р}}=B$ .

При расчете углов девиации используют суммарную зону  $b_{\text{р}}+b_3$ .

Высотой подъема  $H$  называют вертикальное расстояние от точки закрепления каната при нижнем положении подъемного сосуда до той же точки  $C_1$  ( $C_2$ ) при его верхнем положении.

Между высотой подъема  $H$ , диаметром  $D_6$  и шириной  $B$  барабана подъемной машины существует зависимость:

при подъеме с двухбарабанной машины

$$B = \left( \frac{H + b_3}{\pi D_6} + b_{\text{т}} + 1 \right) (d_{\text{к}} + e);$$

при двухконцевом подъеме с однобарабанной машиной

$$B = \left( \frac{H + 2b_3}{\pi D_6} + 2b_{\text{т}} + 1 + a_1 \right) (d_{\text{к}} + e),$$

где  $d_k$  — диаметр каната, мм;  $e=2\div 7$  — зазор между витками каната, мм;  $a_1$  — зазор между навивающейся и свивающейся ветвями, равный одному-двум виткам.

Высота копра  $h_k$  — вертикальное расстояние от подкопровой рамы до оси вала верхнего шкива.

Минимальная длина  $l_{\min}$  головного (сходящего со шкива в ствол) подъемного каната — расстояние между точкой схода каната со шкива  $\text{Ш}_2$  ( $\text{Ш}_4$ ) и точкой закрепления каната на сосуде  $C_1$  ( $C_2$ ) при его верхнем положении.

Требования к соотношению геометрических элементов одноканатной подъемной установки можно сформулировать следующим образом:

ось главного вала и оси валов копровых шкивов должны быть горизонтальны;

оси головных подъемных канатов и главная ось копра должны быть вертикальны;

углы девиации подъемных канатов на барабанах и шкивах не должны превышать допустимых значений.

К причинам, приводящим к нарушению требуемого соотношения геометрических элементов подъема, могут быть отнесены: погрешности разбивочных и монтажных работ, износ элементов оборудования (футеровки, ручья шкива, подшипников, контактных поверхностей проводников и т. п.), деформации (наклоны) оснований копра и подъемной машины, вызванные влиянием горных разработок. Кроме того, после очередной углубки шахтного ствола увеличивается зона рабочих витков барабана, а значит увеличиваются и углы девиации канатов.

В результате этого возникают отклонения геометрических элементов от проектных положений, т. е.: углы наклона осей главного вала  $\epsilon$  и вала копрового шкива  $\delta$ ; угол отклонения от вертикали оси головного каната  $\omega$  (угол  $\omega$  максимален при верхнем положении подъемного сосуда); угол отклонения от вертикали главной оси копра  $i$  (крен копра).

Подъемные канаты связывают в единое целое отдельные элементы подъемного комплекса. Поэтому отклонения геометрических элементов подъема наиболее полно проявляются при изменении положений канатов. В связи с этим главными критериями оценки соотношения геометрических элементов системы подъемная машина — копер являются углы девиации подъемных канатов на барабанах и шкивах, а системы копровый шкив — армировка — углы отклонения от вертикали головных канатов. Кроме того, положения геометрических элементов характеризуются углами наклона осей главного вала и валов копровых шкивов, а также креном главной оси копра.

Угол девиации является геометрической характеристикой бокового воздействия каната на футеровку барабана и шкива. Чем больше угол девиации, тем интенсивнее износ перегородки

между желобками футеровки барабана и боковой износ футеровки шкива. Полный износ перегородки между желобками футеровки приводит к касанию соседних витков каната друг с другом и, как следствие этого, к повышенному износу каната и преждевременному выходу его из строя.

Угол отклонения от вертикали головного каната  $\omega$  определяет (в геометрическом смысле) степень воздействия подъемного сосуда на верхний участок армировки и боковое воздействие каната на футеровку или реборду шкива. Горизонтальное давление со стороны подъемного сосуда на проводники пропорционально  $\sin \omega$ .

Углы наклона осей вращения являются геометрической характеристикой бокового воздействия вала на подшипник. При больших углах наклона валов наблюдается повышенный расход смазочных материалов.

Крен главной оси копра  $i$  оказывает влияние на устойчивость копра как высотного сооружения.

Приведем величины допустимых значений геометрических параметров и отклонений геометрических элементов одноканатных подъемных установок (табл. 2).

**Таблица 2**

Отклонения геометрических элементов, параметры	Допустимая величина	Обоснование
$\alpha, \beta$	1° 30' и 2° для машин БЦК при желобчатой поверхности малого барабана 2° 30' для проходческих грузовых лебедок	Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт
$\omega_x, \omega_y$	1° при жесткой армировке и 30' при канатной армировке	Предложения ВНИМИ
$\varepsilon$ $\delta$	2' ( $0,6 \cdot 10^{-3}$ ) при монтаже 4' ( $1,2 \cdot 10^{-3}$ ) при монтаже	Предложения ВНИМИ
$\varepsilon$ $\delta$ $i$	20' ( $6 \cdot 10^{-3}$ ) при диаметре барабана менее 5 м, 14' ( $4 \cdot 10^{-3}$ ) при диаметре барабана более 5 м, в период эксплуатации 20' ( $6 \cdot 10^{-3}$ ) в период эксплуатации 20' ( $6 \cdot 10^{-3}$ ) в период эксплуатации	Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях

### III.2.7. РАБОТЫ ПРИ ВОЗВЕДЕНИИ УКОСНЫХ КОПРОВ И МОНТАЖЕ ОДНОКАНАТНЫХ ПОДЪЕМНЫХ МАШИН

Основные способы возведения укосных копров можно объединить в три группы: монтаж копра на подкопровой раме из отдельных звеньев или укрупненных блоков; монтаж копра в стороне от ствола с последующей надвижкой его на подкопровую раму; сборка станка и укосины в горизонтальном положении с последующим подъемом и установкой в проектное положение.

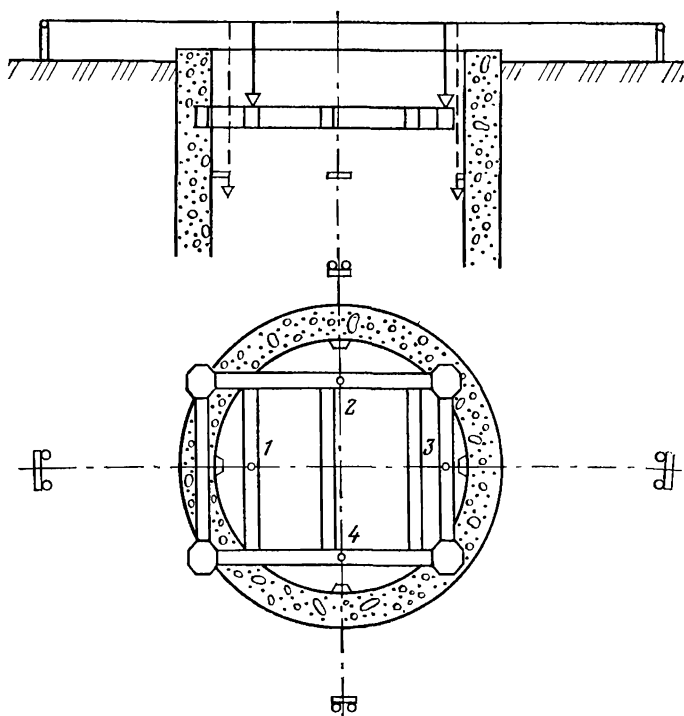


Рис. 14. Схема установки подкопровой рамы относительно осей ствола

Независимо от способа возведения копра работы начинают с закрепления в железобетонном креплении устья ствола подкопровой рамы и сооружения фундаментов под укосину. Установку подкопровой рамы контролируют теодолитами с осевых пунктов ствола или с помощью отвесов, подвешенных на проволоки, натянутые по осям ствола (рис. 14). Смещение осевых рисок 1, 2, 3, 4 рамы относительно осей ствола не должно превышать 5 мм; средняя высота рамы не должна отличаться от

проектной более чем на 30 мм при условии, что разность высот углов рамы не более 5 мм.

Правильность монтажа станка копра путем последовательного наращивания звеньев проверяют с осевых пунктов теодолитами и передачей на горизонтальные пояса копра высот. Для контрольных измерений вертикальности станка могут быть применены приборы вертикального визирования и лазерные проекторы.

При возведении копра надвижкой в состав маркшейдерских работ входят: контроль за вертикальностью копра на монтажном стенде; разбивка осей и контроль прямолинейности рельсовых путей надвижки; разметка всех ниток рельсовых путей с оцифровкой метров и дециметров; детальная съемка верхнего участка ствола с определением и разметкой фактического положения осей ствола; контрольные измерения при надвижке. Контроль за процессом надвижки, как правило, выполняет бригада маркшейдеров, которая должна следить за продвижением станка и укосины; определять во время перерывов в движении вертикальность станка; определять геометрическим нивелированием осадки путей.

После сборки станка и укосины на горизонтальных стендах проверяют их основные геометрические параметры (особое внимание при этом уделяют контролю расстояний между опорными поверхностями и правильности расположения монтажных отверстий), а также размечают центр и оси подшкивной площадки и проектное положение осей ствола на горизонтальных связях укосины и закрепляют их марками. Станок и укосину поднимают тем или иным способом (скольжением, поворотом, методом падающей мачты) и, установив на подкопровую раму и фундаменты, соединяют между собой. Далее производят рихтовку копра и укосины при контроле двумя теодолитами, установленными на осях ствола. Отклонение осей подшкивной площадки от осей ствола не должно превышать в направлении, перпендикулярном оси подъема, 25 мм; в направлении, параллельном оси подъема, 50 мм.

После окончательного закрепления копра оси ствола переносят на подшкивную площадку по двум взаимно перпендикулярным направлениям. На переднюю стенку ось переносят при двух положениях вертикального круга теодолита, отмечают ее рисккой. Положение оси на задней стенке фиксируют рисккой в створе с рисккой на передней стенке. Перенесение осей повторяют при новой установке теодолита; расстояние между осевыми рискками, определенными при двух установках теодолита, не должно превышать 15 мм. Действительное положение осей ствола надежно закрепляют на металлоконструкциях подшкивной площадки и, зафиксировав проволоками, определяют смещения центра и осей подшкивной площадки, а также конт-



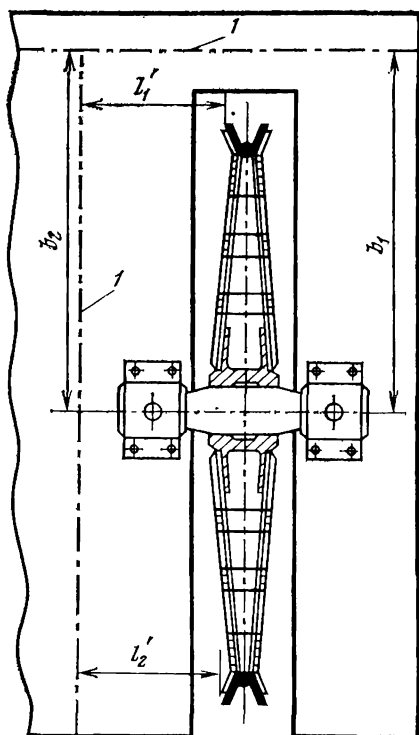


Рис. 15. Схема контроля установки копровых шкивов

ролируют установку копровых шкивов (рис. 15). Расстояния от реборды шкива до разбивочной оси  $l_1'$  и  $l_2'$  (оси ствола 1), а также до оси шкива  $b_1$  и  $b_2$  не должны отличаться от проектных более чем на 10 мм. Для исключения влияния биений шкива контрольные измерения выполняют при двух его положениях, отличающихся друг от друга на  $180^\circ$ . Проверку горизонтальности оси вала копрового шкива выполняют нивелированием. Погрешность определения превышения одного конца оси вала (относительно другого) не должна превышать 1 мм.

На подшкивную площадку от репера, заложенного на нулевой площадке копра, рулеткой передают высоту.

Фундамент под подъемную машину, как правило, возводится на нулевом

цикле строительства. Поэтому одновременно с разбивкой основных осей здания подъемной машины с осевых пунктов ствола переносят в натуру ось подъема и ось главного вала машины и закрепляют их грунтовыми пунктами и на обноске. Дирекционный угол разбивочной оси главного вала не должен отличаться от проектного более чем на  $2'$ ; угол между закрепленными осями не должен отличаться от прямого более чем на  $1'$ . По мере строительства оси закрепляют кернами на пластинах, забетонированных в верхней части фундамента машины, на скобах в цокольной части стен здания, а затем и на скобах в верхней части стен машинного зала. Перед монтажом подъемной машины проверяют правильность закрепления оси подъема и оси главного вала и относительно этих осей производят исполнительную съемку фундамента и нивелированием определяют высоты его опорных поверхностей. Результаты съемки фиксируют на копии рабочего проекта фундамента.

Расстояние от центра ствола до оси вала машины не должно отличаться от проектного более чем на 100 мм, а смещение

точки пересечения оси вала и оси подъема (центр подъемной машины) в боковом направлении не должно быть более 50 мм.

Правильность установки главного вала подъемной машины проверяют в горизонтальной и вертикальной плоскостях. Для проверки в горизонтальной плоскости между осевыми скобами натягивают проволоку, с которой вблизи торцов вала опускают по два отвеса. Отклонение оси вала относительно створа отвесов не должно превышать 1 мм. Положение вала в вертикальной плоскости проверяют нивелированием. Вместо нивелирной рейки используют линейку с миллиметровыми делениями, которую устанавливают поочередно на шейки вала. Для перехода к оси вала в местах установки линейки рулеткой измеряют длину окружности вала и вычисляют его радиус. Угол наклона оси вала не должен превышать  $2'$ . С ближайшего репера на ось вала нивелированием передают высоту, которая не должна отличаться от проектной более чем на 100 мм.

### III.2.8. ПРОВЕРКА СООТНОШЕНИЙ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ЭЛЕМЕНТОВ ОДНОКАНАТНОЙ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ

При маркшейдерской проверке подъемной установки определяют: углы девиации канатов на барабанах машины  $\alpha_1—\alpha_4$  и копровых шкивах  $\beta_1—\beta_4$ ; углы отклонения от вертикали головных канатов в двух координатных плоскостях  $\omega_x$  и  $\omega_y$ ; углы наклона осей главного вала  $\epsilon$  и валов шкива  $\delta_1$  и  $\delta_2$ ; превышение  $\Delta h$ , горизонтальное  $L_0$  и наклонное  $l$  расстояния между осью вала шкива и осью главного вала; угол наклона  $\varphi$  линии, соединяющей оси вала шкива и главного вала; минимальную длину головного каната  $l_{\min}$  (см. рис. 13).

При проверках подъема в период эксплуатации величины геометрических параметров  $\Delta h$ ,  $L_0$ ,  $l$ ,  $\varphi$  и  $l_{\min}$  можно не определять, а выписывать их из материалов ранее выполненной проверки.

Измерения и их обработку выполняют в условной системе координат, центр которой совпадает с центром подъемной машины, ось ординат  $Y$  направлена по оси главного вала, а ось абсцисс  $X$  — по оси подъема.

Маркшейдерские работы при проверке подъемной установки включают: примыкание теодолитного хода к оси главного вала; проложение теодолитного хода из машинного зала на подшкивную площадку; высотную съемку; линейные измерения на барабанах машины, на подшкивной площадке; измерения для определения углов отклонения от вертикали головных канатов; обработку измерений и графическое оформление материалов проверки.

Примыкание теодолитного хода к оси главного вала может быть выполнено с использованием разбивочной или вспомога-

тельной оси, а также способом «вращающейся точки», который одновременно позволяет решить и задачу определения угла наклона оси главного вала  $\varepsilon$ .

Способ «вращающейся точки» основан на положении, что точка барабана машины при движении описывает окружность в плоскости, перпендикулярной оси вращения главного вала. Работы выполняют в следующем порядке. На торце тормозного обода машины фиксируют точку  $A$  и, измерив до нее расстояния  $S_1$  и  $S_2$  (рис. 16), определяют ее ординату:

$$y_A = 0,5 (S_2 + S_1).$$

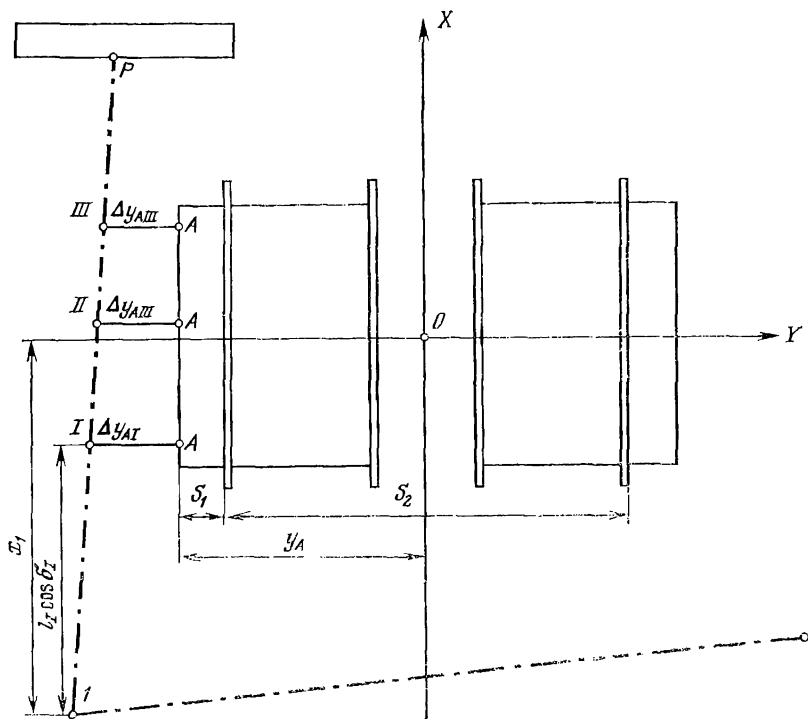


Рис. 16. Схема примыкания к оси главного вала способом «вращающейся точки»

В полу машинного зала закрепляют точку  $I$ , а в стене — точку  $P$  с таким расчетом, чтобы линия  $IP$  была приблизительно параллельна торцу тормозного обода и удалена от него не более чем на 300 мм. Теодолитом, установленным на точке  $I$ , визируют на точку  $P$ . Поворачивают барабан машины до тех пор, пока точка  $A$  не займет ближнее положение. По линейке, горизонтально приставленной нулем шкалы к точке  $A$ , против

вертикальной нити теодолита берут отсчет (до 0,1 мм), измеряют расстояние  $l_1$  от теодолита до линейки и измеряют вертикальный угол  $\delta_1$ . Аналогичные измерения выполняют при верхнем и дальнем положениях точки А. Прimoreвание завершается измерением угла  $P-1-2$  и горизонтального расстояния от верхней образующей главного вала до точки 1, равного абсциссе  $x_1$  точки 1.

Вычисляют координаты точек I, II и III; используя отсчеты по линейке при трех положениях точки А:

$$x_I = x_A + l_I \cos \delta_I;$$

$$x_{III} = x_A + l_{III} \cos \delta_{III};$$

$$y_I = y_A + \Delta y_{AI};$$

$$y_{II} = y_A + \Delta y_{AII};$$

$$y_{III} = y_A + \Delta y_{AIII};$$

где  $\Delta y_{AI}$ ,  $\Delta y_{AII}$ ,  $\Delta y_{AIII}$  — отсчеты по линейке. По координатам точек I и III определяют дирекционный угол стороны  $P1$

$$\operatorname{tg} \alpha_{P1} = \frac{y_I - y_{III}}{x_I - x_{III}}.$$

Вычисляют ординату точки 1

$$y_1 = y_{II} + x_1 \operatorname{tg} \alpha_{P1}.$$

Определяют угол наклона оси главного вала

$$\varepsilon = \frac{2y_{II} - y_I - y_{III}}{2\Delta z_{II} - \Delta z_I - \Delta z_{III}} \rho,$$

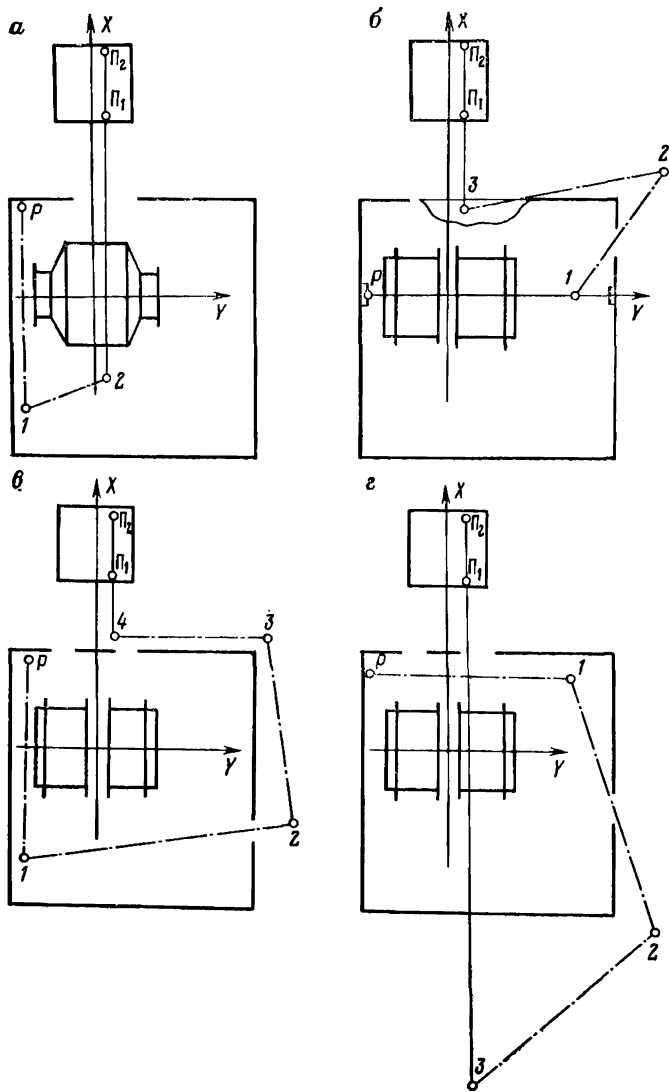
где  $\Delta z_I = l_I \sin \delta_I$ ;  $\Delta z_{II} = l_{II} \sin \delta_{II}$ ;

$\Delta z_{III} = l_{III} \sin \delta_{III}$  — приращения аппликат между теодолитом и тремя положениями точки А;  $\rho$  — в угловых минутах.

При проложении теодолитного хода из здания подъемной машины на подшивную площадку следует стремиться к минимальному числу точек и наименьшей его длине (рис. 17). Если возможно, то точки хода выносят на подшивную площадку через проем в здании машины для пропуска каната или располагают их на крыше здания. К точности угловых и линейных измерений предъявляют те же требования, как и в случае подземной полигонометрии.

Для вынесения на подшивную площадку с последней точки хода  $n$  вспомогательной оси, параллельной оси подъема, вычисляют угол  $\beta_n$ :

$$\beta_n = n180^\circ - \alpha_{P1} - \sum_I^{n-1} \beta. \quad (\text{III.2.1})$$



**Рис. 17.** Схемы проложения теодолитных ходов, конечные точки которых: *a* — в здании; *б* — на крыше; *в* — перед зданием; *г* — за зданием; 1, 2, 3, 4 — точки теодолитного хода

Переднюю точку  $\Pi_1$  вспомогательной оси выносят при двух положениях трубы теодолита. Измеренный угол  $\beta_n$  не должен отличаться от вычисленного по формуле (III.2.1) более чем на  $0,5'$ . Заднюю точку  $\Pi_2$  закрепляют в створе с точкой  $\Pi_1$ . Ординаты вынесенных точек равны ординате последней точки теодолитного хода. Для определения  $x_n$  измеряют длину линии между точками  $\Pi_1$  и  $\Pi_2$  и угол ее наклона.

Ординаты точек схода канатов с барабана определяют по линейным измерениям от реборд, симметрично расположенных относительно центра подъемной машины (рис. 18). Расстояние  $b_2$  измеряют при верхнем положении первого сосуда от реборды до каната схода, а расстояние  $b_1$  — до середины четвертого витка, если футеровка барабана деревянная, или середины шестого витка, если канавки под канат нарезаны на металлической обечайке барабана. Аналогичные измерения расстояний  $b_3$  и  $b_4$  выполняют и для второго каната и вычисляют ординаты точек схода канатов:

$$y_1 = b_1 - 0,5B; \quad y_2 = b_2 - 0,5B;$$

$$y_3 = 0,5B - b_3; \quad y_4 = 0,5B - b_4.$$

От вспомогательной оси подшивной площадки  $\Pi_1$  и  $\Pi_2$ , зафиксированной проволокой, измеряют горизонтальные расстояния до точек схода канатов при двух положениях шкивов, отличающихся на  $180^\circ$ . Средние расстояния будут равны приращением ординат между вспомогательной осью и точками схода канатов. Измерением вдоль оси определяют  $\Delta x_{п,ш}$ , что позволяет легко найти абсциссу головного каната  $x_{ш}$ .

От нулевого репера устья ствола геометрическим нивелированием передают высоты на ось главного вала  $H_6$  и ось вала копрового шкива  $H_{ш}$ . По выполненным измерениям вычисляют основные геометрические параметры:

$$\Delta h = H_{ш} - H_6;$$

$$L_0 = x_{ш} - R_{ш};$$

$$l = \sqrt{\Delta h^2 + L_0^2};$$

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{\Delta h}{L_0}.$$

В формуляре (табл. 3) вычисляют углы девиации канатов на барабанах и шкивах.

Углы отклонения от вертикали головных канатов определяют по результатам ординатной съемки канатов при нижнем и верхнем положении подъемного сосуда. Ординатную съемку канатов выполняют на горизонте измерений, расположенном

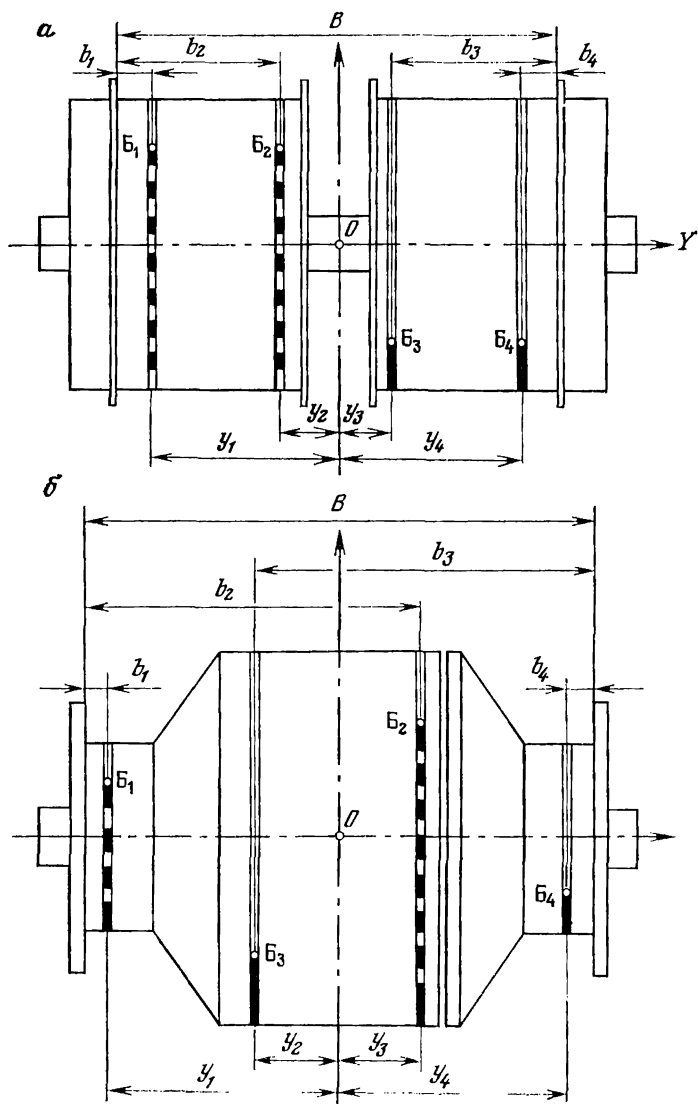


Рис. 18. Схемы определения ординат точек схода каната с барабана подъемной машины:

*a* — типа 2Ц; *б* — типа Ц и БЦК

Таблица 3

Порядок действий	Определяемая величина	Канат первый	Порядок действий	Определяемая величина	Канат второй
1	$y_{б_1}$	-2,200 м	3	$y_{б_3}$	0,210 м
5	$y_{п_1(п_2)}$	0,320	6	$y_{п_1(п_2)}$	0,320
7	$\Delta y_{пш_1}$	-1,548	99	$\Delta y_{пш_3}$	0,898
$y_{ш_1(2)} = y_{п_1(п_2)} + \Delta y_{пш_1(2)}$			$y_{ш_3(4)} = y_{п_1(п_2)} - \Delta y_{пш_3(4)}$		
15	$y_{ш_1}$	-1,225 м	16	$y_{ш_3}$	1,218 м
8	$\Delta y_{пш_2}$	-1,534	10	$\Delta y_{пш_1}$	0,875
17	$y_{ш_2}$	-1,214	18	$y_{ш_4}$	1,205
19	$y_{б_1} - y_{ш_1}$	-0,975	21	$y_{б_3} - y_{ш_3}$	-1,008
11	$l$	44,40	14	$D_{ш}$	5,000
$\alpha_{1(2)} = \frac{y_{б_1(б_2)} - y_{ш_1}}{l} \rho$			$\alpha_{3(4)} = \frac{y_{б_3(б_4)} - y_{ш_3}}{l} \rho$		
23	$\alpha_1$	-75'	24	$\alpha_3$	-78'
2	$y_{б_2}$	-0,190 м	4	$y_{б_4}$	2,218 м
20	$y_{б_2} - y_{ш_1}$	+1,035	22	$y_{б_1} - y_{ш_3}$	1,000
25	$\alpha_2$	+80	26	$\alpha_4$	77
27	$y_{ш_1} - y_{ш_2}$	-0,011 м	28	$y_{ш_3} - y_{ш_4}$	
$\gamma_1 = \frac{y_{ш_1} - y_{ш_2}}{D_{ш}} \rho$			$\gamma_2 = \frac{y_{ш_3} - y_{ш_4}}{D_{ш}} \rho$		
29	$\gamma_1$	-8'	30	$\gamma_2$	9'
12	$\varphi$	42°	13	$\varphi$	42°
31	$\cos \varphi$	0,74	32	$\cos \varphi$	0,74
33	$\gamma_1 \cos \varphi$	-6'	34	$\gamma_2 \cos \varphi$	7'
$\beta_{1(2)} = \alpha_{1(2)} - \gamma_1 \cos \varphi$			$\beta_{3(4)} = \alpha_{3(4)} - \gamma_2 \cos \varphi$		
35	$\beta_1$	-69'	36	$\beta_3$	-85'
37	$\beta_2$	86	38	$\beta_4$	70



ниже подшивной площадки (рис. 19). Проекции углов отклонений на координатные плоскости вычисляют по формулам

$$\omega_{x_1} = \frac{l'_1 - l_1}{h_1} \rho; \quad \omega_{y_1} = \frac{f'_1 - f_1}{h_1} \rho,$$

где  $l'_1$  и  $l_1$  — расстояния от оси рейки координатомера до оси каната соответственно при верхнем и нижнем положениях подъемного сосуда;  $f'_1$  и  $f_1$  — расстояния от нуля до проекции оси каната на ось рейки при тех же положениях сосуда;  $h_1$  — превышение между осью вала шкива и горизонтом измерений;  $\rho$  — в угловых минутах. Аналогично вычисляют углы отклонения второго каната 2. При больших углах отклонения  $\omega$  (см. табл. 2) для проектирования рихтовочных работ вычисляют смещения точки закрепления каната к сосуду  $a_x$  и  $a_y$  относительно схода каната со шкива:

$$a_x = \frac{\omega_x}{\rho} l_{\min}; \quad a_y = \frac{\omega_y}{\rho} l_{\min}.$$

Минимальную длину каната  $l_{\min}$  измеряют рулеткой от уровня оси вала шкива до точки закрепления каната к сосуду.

### III.2.9. ГЕОМЕТРИЧЕСКИЕ ЭЛЕМЕНТЫ И ПАРАМЕТРЫ МНОГОКАНАТНЫХ ПОДЪЕМНЫХ УСТАНОВОК

Принцип действия многоканатных подъемных установок основан на использовании сил трения, возникающих между несколькими подъемными канатами и футеровкой канатоведущих шкивов. Подвеска подъемного сосуда на нескольких канатах позволяет применять канаты сравнительно небольшого диаметра (до 50 мм), а значит, и машины с диаметром ведущих и отклоняющих шкивов не более 5 м. Многоканатная машина в 4—5 раз легче одноканатной, равной ей по производительности, поэтому многоканатные машины помещают над шахтным стволом на специально сооружаемом для этой цели башенном копре. Возможность выдачи груза с больших глубин (800—3500 м) является основным преимуществом многоканатного подъема.

Основной частью многоканатной машины является цилиндрический барабан ведущих шкивов. На обечайке барабана из брусков трапецеидального сечения набирают несколько (по числу канатов) поясов футеровки. Брусочки изготовляют из дерева твердых пород или специальной пресс-массы; их высота, в зависимости от диаметра барабана, составляет от 60 до 120 мм. В поясах футеровки резцами расположенного под барабаном протачивающего устройства образуют канавки глубиной 2—4 мм. В эти канавки заводят подъемные канаты и пояса футеровки становятся ведущими шкивами. Поскольку канавки

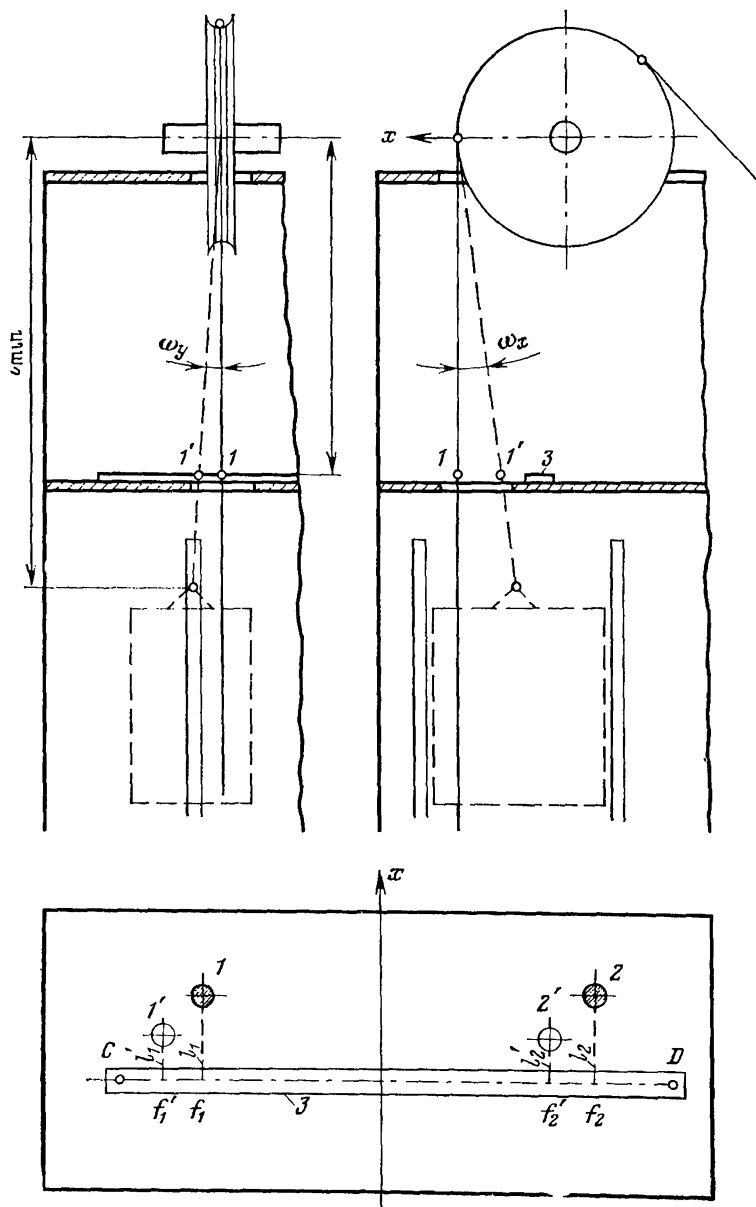


Рис. 19. Схема определения углов отклонения от вертикали головных подъемных канатов способом ординатной съемки:

$a$  — проекции угла отклонения на вертикальные плоскости  $x$  и  $y$ ;  $b$  — горизонт измерений; 1, 2 и 1', 2' — подъемные канаты соответственно при нижнем и верхнем положении подъемных сосудов; 3 — рейка координатомера

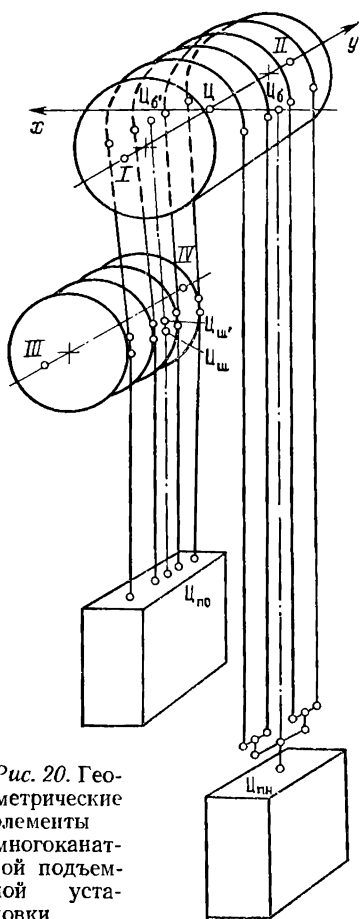


Рис. 20. Геометрические элементы многоканатной подъемной установки

шкивов. Геометрические элементы рассмотрим на примере четырехканатной подъемной машины с одним комплектом отклоняющих шкивов (рис. 20). Ось главного вала I—II и ось вала шкивов III—IV являются осями вращения, которым перпендикулярны плоскости ведущих и отклоняющих шкивов. Центр главного вала Ц и средняя точка схода головных канатов с ведущих шкивов Ц<sub>б</sub> лежат на оси подъема. Оси систем неотклоненных и отклоненных канатов проходят через средние точки схода головных канатов с ведущих Ц<sub>б</sub> и отклоняющих шкивов Ц<sub>ш</sub> и средние точки подвесных устройств Ц<sub>пн</sub> и Ц<sub>по</sub>. Ось системы промежуточных канатов соединяет соседние точки схода канатов с ведущих Ц<sub>б</sub> и отклоняющих шкивов Ц<sub>ш</sub>.

протачивают на вращающемся барабане, плоскости ведущих шкивов строго перпендикулярны его оси вращения (оси главного вала). Изнашивать футеровку в глубину можно до тех пор, пока ее оставшаяся часть не станет меньше 0,75 диаметра каната, т.е. канаты в период эксплуатации изменяют свое положение в направлении, перпендикулярном оси главного вала.

Крепление к подъемному сосуду сразу нескольких канатов вызывает определенные трудности при выравнивании их натяжений. Для автоматизации этого процесса применяют специальные подвесные устройства; наиболее широкое применение получили балансирующие подвесные устройства, которые в процессе работы могут изменять положение канатов в плоскости, параллельной главному валу.

Наиболее экономична подъемная машина без отклоняющих шкивов. Однако в большинстве случаев диаметр ведущих шкивов больше расстояния между центрами подъемных отделений и вторую систему канатов необходимо направлять в подъемное отделение с помощью отклоняющих

Требования к соотношению геометрических элементов многоканатной подъемной установки, определяющие взаимное положение подъемной машины, отклоняющих шкивов, подъемных сосудов и связывающих их в единую систему канатов, заключаются в следующем: оси главного вала и вала отклоняющих шкивов должны быть горизонтальны и параллельны друг другу; соответственные ведущие и отклоняющие шкивы должны лежать в одной вертикальной плоскости; оси головных канатов и оси систем неотклоненных и отклоненных канатов должны быть вертикальны. Строго соблюсти эти требования практически невозможно вследствие износа футеровки, изменения параметров подвесных устройств, неточности разбивочных и монтажных работ, наклонов оснований башенных копров.

### **III.2.10. РАБОТЫ ПРИ МОНТАЖЕ МНОГОКАНАТНЫХ ПОДЪЕМНЫХ МАШИН**

Перекрытие машинного зала является одновременно и фундаментом подъемной машины, поэтому необходимость в разбивочных осях машины возникает еще в период строительства башенного копра. После возведения стен башни копра до горизонтов отклоняющих шкивов и машинного зала на каждый из этих горизонтов переносят оси ствола и закрепляют скобами в стенах башни. Расстояние на скобах между насечками, полученными дважды, не должно превышать 30 мм. Наиболее распространенным способом перенесения осей ствола на монтажные горизонты башенного копра является наклонное визирование теодолитом с осевого пункта. Более высокой точности можно добиться с помощью зенит-прибора. Вполне удовлетворительные результаты могут быть получены с использованием отвесов, закрепляемых в ствольном, монтажном или лестничном отделениях копра. Башенный копер, как и все высотные сооружения, испытывает температурные деформации из-за одностороннего нагрева его стен солнцем. Так например, ось железобетонного копра в течение 4—5 часов активной солнечной радиации может отклониться от вертикального положения на 0,5', а копра со стальным каркасом на 2,5'. Поэтому для получения сопоставимых результатов, оси ствола следует перенести рано утром или в пасмурную погоду.

Дальнейшая детализация разбивочных работ на горизонте машинного зала состоит в определении положения оси главного вала и оси подъема машины относительно осей ствола. Разбивочные оси машины окончательно закрепляют на скобах только после проверки их перпендикулярности. Отклонение угла между осями главного вала и подъема от прямого не должно превышать 2'. Если эта норма точности не соблюдена, то положение оси подъема корректируют относительно оси

главного вала. Соблюдение перпендикулярности осей необходимо для качественного выполнения детальных разбивок при возведении фундамента и монтаже машины.

Разбивочные оси отклоняющих шкивов выносят от осей машины. Расстояние между соответствующими насечками на скобах, полученными при двух независимых вынесениях, не должно превышать 10 мм.

На монтажных горизонтах копра закрепляют реперы и измерениями рулеткой по лестничному отделению передают на них высоты. Расхождение высот одного и того же репера из двух независимых измерений не должно превышать 20 мм.

После возведения фундамента под машину выполняют его исполнительную съемку, по результатам которой оформляют акт, подписываемый представителями строительной организации и организации заказчика.

Правильность установки в проектное положение многоканатных машин проверяют измерениями расстояний от разбивочных осей до геометрических элементов машины. Расстояния, измеренные от разбивочных осей до оси вала, а также до плоскостей ведущих шкивов не должны отличаться от проектных более чем на 10 мм.

### **III.2.11. ПРОВЕРКА СООТНОШЕНИЯ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ЭЛЕМЕНТОВ МНОГОКАНАТНОЙ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ**

Согласно Инструкции по производству маркшейдерских работ по завершении монтажа многоканатной подъемной установки, а также при проверках в период ее эксплуатации следует определить: углы наклона осей главного вала  $\delta$  и вала отклоняющих шкивов  $\delta'$ ; углы девиации оси системы промежуточных канатов на ведущих  $\varphi$  и отклоняющих шкивах  $\psi$ ; углы отклонения от вертикали осей систем головных канатов  $\theta$  и  $\omega$ ; углы девиации головных подъемных канатов на ведущих  $\alpha$  и отклоняющих шкивах  $\beta$  (рис. 21).

В состав работ при проверке вновь смонтированной подъемной установки входят: определение координат пунктов вспомогательных осей; высотная съемка основных геометрических элементов и пунктов вспомогательных осей; ординатная съемка канатов; математическая обработка измерений.

Способ проверки основан на допущении, что при нижнем положении подъемного сосуда головные канаты вертикальны, а при верхнем положении — максимально отклонены от вертикали.

Измерения и их математическую обработку выполняют в условной системе координат, за ось абсцисс которой принята ось подъема, а за ось ординат — ось главного вала машины. Вы-

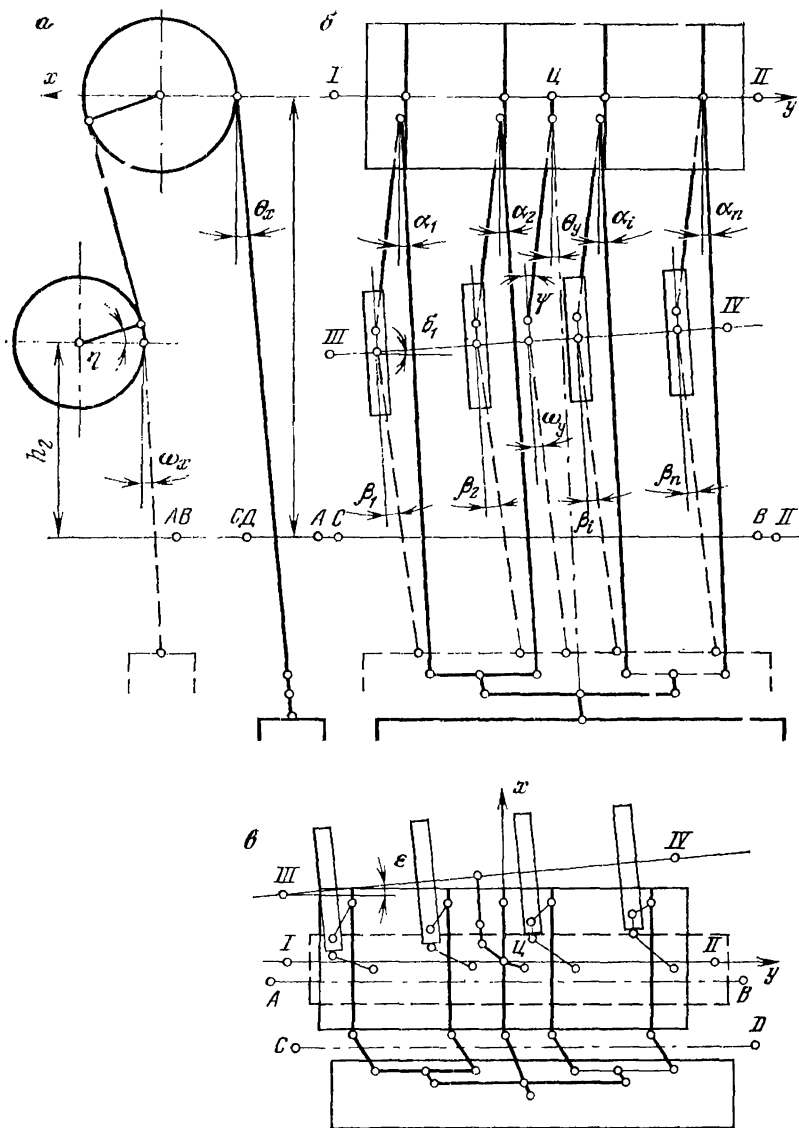


Рис. 21. Отклонения геометрических элементов и геометрические параметры многоканатной подъемной установки:  
 а, б — проекции на вертикальные плоскости  $x$  и  $y$ ; в — план

сотные съемки выполняют в системе нулевого репера башенного копра.

Вспомогательные оси используют при ординатной съемке головных подъемных канатов при крайних положениях подъемных сосудов. Пункты вспомогательных осей закладывают на так называемом горизонте измерений, которым служит перекрытие башенного копра с удобным доступом к головным канатам. Для определения координат пунктов в принятой условной системе воспользуемся допущением, что при нижнем положении подъемного сосуда головные канаты вертикальны. Задачу будем решать в следующей последовательности: определение по измерениям под барабаном машины координат точек схода двух крайних канатов  $1$  и  $4$  неотклоненной системы (рис. 22); проектирование этих точек на горизонт измерений при помощи головных канатов; закрепление пунктов; передача координат от канатов пунктам.

Ординаты точек схода с барабана  $1$  и  $4$  канатов вычисляют, измерив расстояние между осями канатов  $S_{1-4}$ :

$$y_1 = -\frac{S_{1-4}}{2}; \quad y_4 = \frac{S_{1-4}}{2}.$$

Абсциссы точек схода канатов  $1$  и  $4$  численно равны радиусам крайних ведущих шкивов, для определения которых линейкой измеряют расстояния от рейки, приложенной к ребордам барабана, до тормозных ободов  $a_1$  и  $a_{11}$  и до дна ручьев ведущих шкивов  $b_1$  и  $b_4$ . Далее в машинном зале на обоих торцах барабана измеряют расстояния  $l_1$  и  $l_{11}$  между точками обода, расположенными на концах диаметра, и длины окружностей вала  $C_1$  и  $C_{11}$ .

Абсциссы точек схода  $1$  и  $4$  канатов будут соответственно:

$$x_1 = -R_1 = -\left(\sqrt{\left(\frac{l_1}{2}\right)^2 - \left(\frac{C_1}{2\pi}\right)^2} + a_1 - b_1 + r_k\right);$$

$$x_4 = -R_4 = -\left(\sqrt{\left(\frac{l_{11}}{2}\right)^2 - \left(\frac{C_{11}}{2\pi}\right)^2} + a_{11} - b_4 + r_k\right),$$

где  $r_k$  — радиус каната.

Горизонт измерений располагают на перекрытии, где установлены отклоняющие шкивы (рис. 23); вдоль створа неотклоненных канатов (при нижнем положении сосуда) закрепляют рейку координатометра; ординатометром измеряют расстояния от оси рейки до канатов  $1$  и  $4$ ; учитывая значения  $x_1$  и  $x_4$ , корректируют положение рейки так, чтобы ее ось была параллельна оси главного вала; против отверстий рейки намечают пункты  $C$  и  $D$  и закрепляют их. Ординатную съемку канатов  $1$  и  $4$  выполняют (рис. 24, а) в следующей последовательности: рейку координатометра с помощью штырей закрепляют на

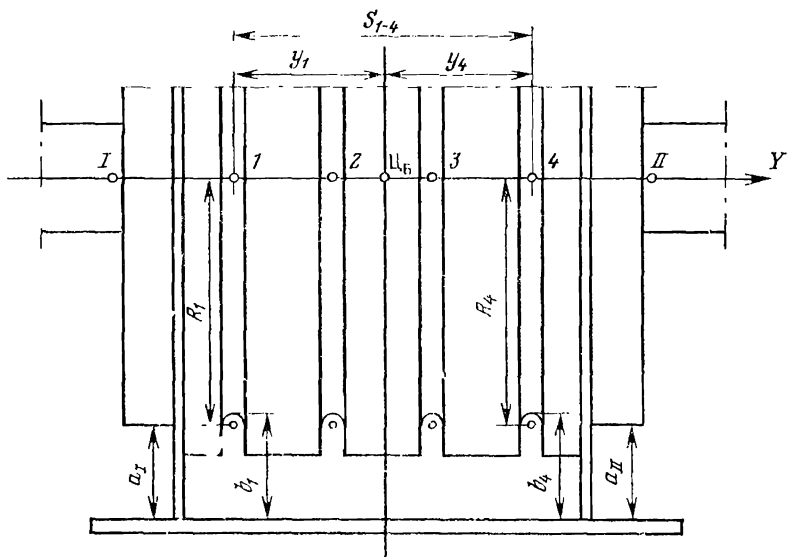


Рис. 22. Схема измерений под барабаном машины

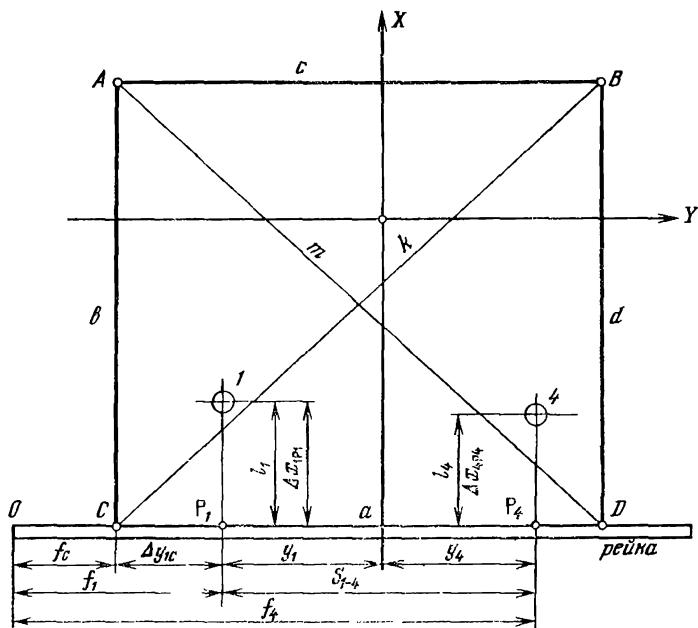


Рис. 23. Горизонт измерений



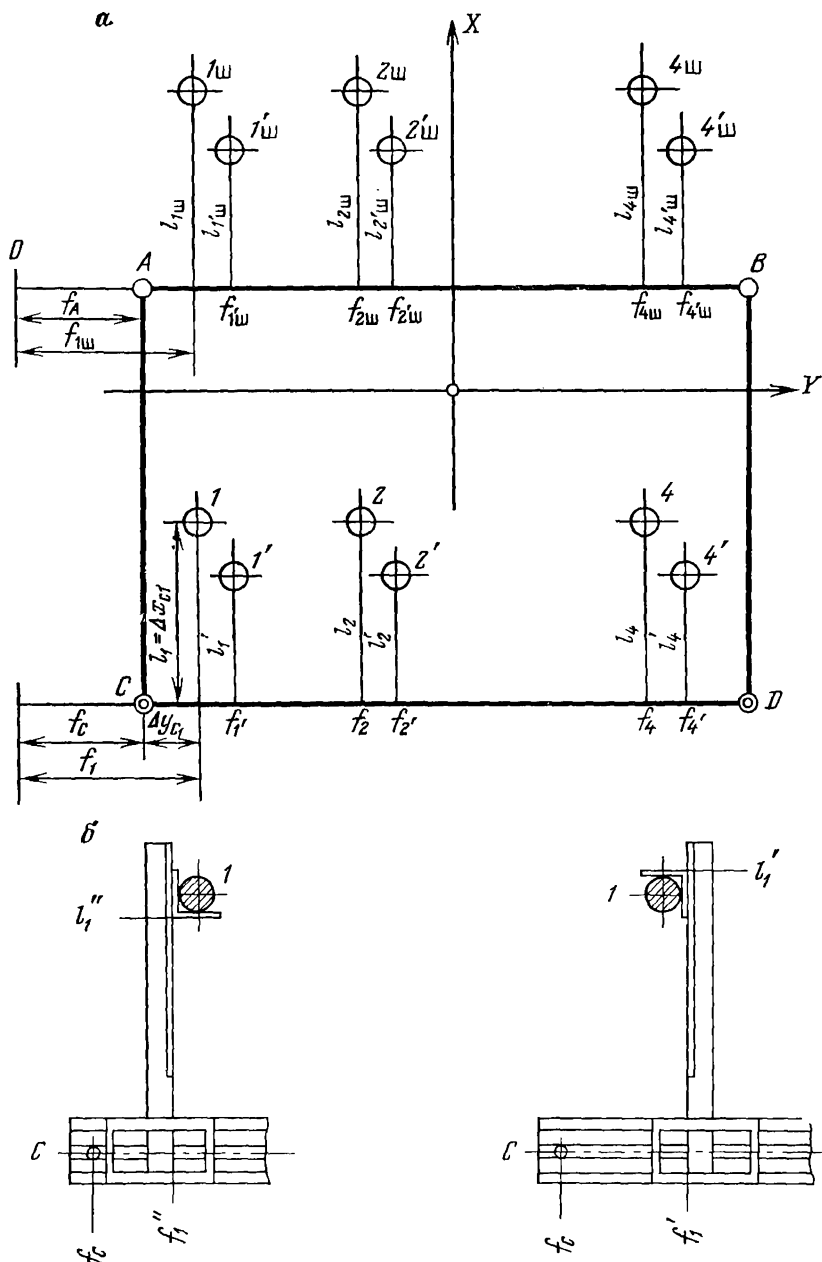


Рис. 24. Ординатная съёмка канатов (а) и схема расположения ординатора (б)

пунктах  $C$  и  $D$ , к канату  $l$  приставляют уголок, на рейку кладут ординатометр и, прижав его направляющую пластинку к бортику рейки, перемещают к уголку (при этом линейка ординатометра должна плотно прижаться к грани уголка); по линейке против ребра уголка берут отсчет  $l_1'$ , а по рейке против ребра ординатометра отсчет  $f_1'$  (рис. 24, б), поворачивают уголок и во втором положении берут отсчеты  $l_1''$  и  $f_1''$ ; снимают канат 4.

Вычисляют расстояния от центров канатов до оси рейки:

$$l_1 = 0,5(l_1' + l_1'') \text{ и } l_4 = 0,5(l_4' + l_4''),$$

а также расстояния от начала рейки до оснований перпендикуляров, восставленных с центров канатов на ось рейки:

$$f_1 = 0,5(f_1' + f_1'') \text{ и } f_4 = 0,5(f_4' + f_4'').$$

Определяют координаты оснований перпендикуляров, восставленных с центров канатов на ось рейки:

$$x_{1p} = x_1 + l_1; \quad y_{1p} = y_1; \quad x_{4p} = x_4 + l_4; \quad y_{4p} = y_4,$$

знак  $l_1$  и  $l_4$  определяют по схеме горизонта измерений. Затем получают дирекционный угол стороны  $CD$  (оси рейки):

$$\alpha_{CD} = \text{arctg} \frac{y_{4p} - y_{1p}}{x_{4p} - x_{1p}}$$

и координаты пункта  $C$ :

$$x_c = x_{1p}; \quad y_c = y_{1p} - (f_{1p} - f_c),$$

где  $f_c$  — отсчет по рейке, соответствующий центру отверстия для крепления рейки на пункте  $C$ . Пункты  $A$  и  $B$ , располагаемые вдоль створа отклоненных канатов, определяют линейными засечками с пунктов  $C$  и  $D$ , добиваясь, чтобы линия  $AB$  была параллельна линии  $CD$ . После закрепления пунктов измеряют стороны и диагонали четырехугольника  $ABCD$ . Внутренние углы четырехугольника получают в результате решения треугольников по формулам косинусов. Принимая за исходные данные координаты пункта  $C$  и дирекционный угол  $CD$ , вычисляют координаты пунктов  $A$ ,  $B$  и  $D$ . Угловая невязка в четырехугольнике не должна превышать  $20'$ , линейная —  $1/1000$ .

Высотную съемку осей главного вала и вала отклоняющих шкивов, а также пунктов вспомогательных осей выполняют геометрическим нивелированием с реперов перекрытий, высоты которых определены по измерениям рулеткой по лестничному отделению от нулевого репера башенного копра. Высоты на средние точки подвесных устройств передают рулеткой с горизонта измерений.

По результатам высотной съемки вычисляют превышения  $h_1, h_2$  (см. рис. 21), а также углы наклона осей главного вала  $\delta$  и вала отклоняющих шкивов  $\delta'$ :

$$\delta = \frac{H'_{II} - r_{II} - (H'_I - r_I)}{S_{I-II}};$$

$$\delta' = \frac{H'_{IV} - r_{IV} - (H'_{III} - r_{III})}{S_{III-IV}},$$

где  $H'_I$ ,  $H'_{II}$  и  $H'_{III}$ ,  $H'_{IV}$  — высоты верха главного вала (точки I и II) и вала отклоняющих шкивов (точки III и IV);  $r_I$ ,  $r_{II}$  и  $r_{III}$ ,  $r_{IV}$  — радиусы главного вала и вала отклоняющих шкивов, определяемые способом «опоясывания»;  $S_{I-II}$  и  $S_{III-IV}$  — расстояния между точками I и II главного вала, III и IV вала отклоняющих шкивов.

Ординатную съемку канатов выполняют на горизонте измерений при двух положениях подъемных сосудов. При закреплении рейки координатометра на пунктах C и D снимают все канаты 1, 2, 3 и 4 неотклоненной системы, а на пунктах A и B — все канаты 1ш, 2ш, 3ш и 4ш отклоненной системы. Методика ординатной съемки приведена выше.

По результатам ординатной съемки вычисляют координаты центров всех канатов:

*неотклоненной системы*

при нижнем положении сосуда

$$x_i = x_C + l_i; \quad y_i = y_C + f_i - f_C;$$

при верхнем положении сосуда

$$x_{i'} = x_C + l_{i'}; \quad y_{i'} = y_C + f_{i'} - f_C;$$

*отклоненной системы*

при нижнем положении сосуда

$$x_{iш} = x_A + l_{iш}; \quad y_{iш} = y_A + f_{iш} - f_A;$$

при верхнем положении сосуда

$$x_{i'ш} = x_A + l_{i'ш}; \quad y_{i'ш} = y_A + f_{i'ш} - f_A,$$

где  $x_C$ ,  $y_C$  и  $x_A$ ,  $y_A$  — координаты пунктов C и A;

$l_i$ ,  $l_{i'}$ ,  $l_{iш}$ ,  $l_{i'ш}$  — средние отсчеты по ординатометру при съемке данного каната;  $f_i$ ,  $f_{i'}$ ,  $f_{iш}$ ,  $f_{i'ш}$  — средние отсчеты по рейке при съемке данного каната;  $f_C$  и  $f_A$  — отсчеты по рейке координатометра, соответствующие положению пунктов C и A.

Углы отклонения от вертикали осей систем канатов в проекции на координатные плоскости  $\theta_x$ ,  $\theta_y$ ,  $\omega_x$ ,  $\omega_y$ , углы девиации головных канатов на ведущих и отклоняющих шкивах  $\alpha_i$  и  $\beta_i$ , а также углы девиации оси системы промежуточных канатов на ведущих и отклоняющих шкивах  $\varphi$  и  $\psi$  вычисляют по формулам:

$$\theta_x = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} x_{i'} - \sum_{i=1}^{i=n} x_i}{nh_1} \rho;$$

$$0_y = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} y_{i'} - \sum_{i=1}^{i=n} y_i}{nh_1} \rho;$$

$$\omega_x = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} x_{i'_{ш}} - \sum_{i=1}^{i=n} x_{i_{ш}}}{nh_2} \rho;$$

$$\omega_y = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} y_{i'_{ш}} - \sum_{i=1}^{i=n} y_{i_{ш}}}{nh_2} \rho;$$

$$\alpha_i = 0_y + \delta + \lambda_i;$$

$$\beta_i = \omega_y + \delta' + \lambda'_i;$$

$$\varphi = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} y_{i_{ш}} - \sum_{i=1}^{i=n} y_i}{nl} \rho + \delta;$$

$$\psi = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} y_i - \sum_{i=1}^{i=n} y_{i_{ш}}}{nl} \rho + \delta' + \varepsilon \sin \eta,$$

где  $x_{i'}$ ,  $y_{i'}$ ,  $x_{i_{ш}}$ ,  $y_{i_{ш}}$  — координаты центров неотклоненных канатов при верхнем и нижнем положениях подъемного сосуда;  $n$  — число канатов;  $h_1$  и  $h_2$  — превышения оси главного вала и оси вала отклоняющих шкивов над горизонтом измерений;  $x_{i'_{ш}}$ ,  $y_{i'_{ш}}$ ,

**Таблица 4**

Отклонение	Допустимое значение	Обоснование
$\theta_y$ $\omega_y$	0°30 0 30	По исследованиям ВНИМИ
$\theta_x$ $\omega_x$	1 30 1 30	Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт (при жестких проводниках)
$\theta_x$ $\omega_x$	0 30 0 30	По исследованиям ВНИМИ (при канатных проводниках)
$\alpha$ $\beta$	1 30 1 30	Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт
$\varphi$ $\psi$ $\delta$ $\delta'$	0 30 0 30 0 02 0 10	По исследованиям ВНИМИ

$x_{iш}$ ,  $y_{iш}$  — координаты центров отклоненных канатов при верхнем и нижнем положениях подъемного сосуда;  $\lambda_i$  и  $\lambda_i'$  — поправки за крайние положения канатов, связанные с работой подвесных устройств;  $l$  — длина промежуточной струны каната;  $\epsilon$  — угол поворота оси вала отклоняющих шкивов относительно оси главного вала;  $\eta$  — угол обхвата отклоняющего шкива канатом;  $\rho$  — в угловых минутах.

Угловые отклонения, полученные в результате проверки, сравнивают с допустимыми (табл. 4).

### III.3. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ СООРУЖЕНИИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ

Вертикальный шахтный ствол является одной из главнейших вскрывающих и транспортных выработок. В подготовительный период строят временные и постоянные здания и сооружения, необходимые для проходки ствола; сооружают устье и технологическую часть ствола; оснащают ствол комплексом проходческого оборудования. В первом основном периоде в состав строительно-монтажных работ при сооружении ствола входят: проходка и крепление ствола; проходка сопряжений с околоствольными дворами и приствольными выработками; подготовка к армированию и армирование ствола. Углубку ствола производят во втором основном периоде строительства.

В зависимости от типа постоянных копров устьевую часть проходят на глубину до 8 м открытым котлованом или открытым общим котлованом с устройством фундаментов под башенный копер. Проходку технологического участка ствола производят на глубину, определяемую из условий размещения основного проходческого оборудования; не менее 30 м при совмещенной схеме и погрузочных машинах с механическим вожделением; 70 м — при параллельнощитовой схеме.

Стволы круглого сечения преимущественно проходят по совмещенной технологической схеме, при которой породу разрушают буровзрывным способом, убирают ее погрузочными машинами, стенки крепят монолитным бетоном с применением призабойной передвижной опалубки и подачей бетона по двум бетонопроводам с поверхности. Реже применяют параллельнощитовую схему проходки, еще реже проходят стволы прямоугольного сечения (крепкие устойчивые породы) с креплением деревянной венцовой крепью.

Все более широкое распространение получает комбайновый способ проходки.

Применение специальных способов связано с необходимостью проходки стволов в массиве горных пород со сложной гидрогеологией. Различают следующие специальные способы

проходки стволов: кессонный, опускающего колодца, тампонажа пород, замораживания пород, бурения. Первые два способа применяют для проходки стволов неглубокого заложения преимущественно при строительстве коллекторных или транспортных тоннелей. Вертикальность ствола при этом контролируют отвесами, лазерными проекторами, нивелированием марок, заложенных в нижней части крепи колодца. Тампонаж пород широко используют для подготовки массива водопроницаемых трещиноватых пород к проходке глубоких шахтных стволов на угльных месторождениях. Для этого по скважинам, пробуренным с поверхности или с забоя ствола, нагнетают цементный раствор. Маркшейдерские работы при этом состоят в вынесении скважин с пунктов разбивочной сети или осей ствола, контроля за положением бурового оборудования и в инклинометрической съемке пробуренных скважин.

Для проходки ствола с замораживанием пород с поверхности бурят скважины, закрепляют их обсадными трубами и, нагнетая в них через замораживающие колонки хладагент, охлаждают окружающие их породы. Ствол проходят под защитой ледопородного ограждения с пневмоотбойкой пород и креплением железобетонными или чугунными тубингами с последующим тампонажем крепящего пространства. Основным видом маркшейдерских работ при этом является инклинометрическая съемка замораживающих скважин.

При проходке шахтных стволов буровыми установками механизированы основные технологические процессы — разрушение породы и выдача ее на поверхность, крепление ствола. В зависимости от обводненности и крепости пород стволы проходят установками сплошного или кернового бурения. Буровые установки работают в стволах, заполненных промывочным раствором, который удерживает стенки ствола от обрушения и используется для удаления бурового шлама из забоя и транспортирования его на поверхность. Разрушение породы производится буровым снарядом, оснащенным шарошками. Снаряд опускают в ствол на буровой колонне. В установках роторного бурения вращение снаряду передается буровой колонной от ротора, установленного на поверхности. Буровой снаряд установки реактивно-турбинного бурения приводится во вращение вытекающей из его сопел промывочной жидкостью, нагнетаемой в колонну под большим давлением с поверхности.

Стволы крепят чугунными тубингами или стальными обечайками погружным или секционным способами.

Основными видами маркшейдерских работ в этом случае являются контроль вертикальности ствола проекциомером и звуколокационная съемка породных стенок ствола.

Пройденный и закрепленный ствол оборудуют жесткой арматурой или армировкой с канатными проводниками.

### **III.3.1. РАБОТЫ ПРИ СООРУЖЕНИИ УСТЬЯ И ОСНАЩЕНИИ СТВОЛА ГОРНОПРОХОДЧЕСКИМ ОБОРУДОВАНИЕМ**

При сооружении устья выносят в натуру контур котлована, закрепляют оси ствола на обноске, подвешивают на осевых проволоках центральный отвес, относительно которого контролируют возведение крепи устья.

В шейке устья бетонируют четыре скобы и с осевых пунктов переносят на них оси ствола, ствол перекрывают нулевой рамой. Установку рамы в проектное положение контролируют теодолитами с осевых пунктов; смещение осей рамы относительно проектного положения не должно превышать 15 мм. На нулевой раме закрепляют центр и направления осей ствола. Отверстие, просверленное в центре, служит для пропуска в ствол центрального проходческого отвеса. Отверстия в нулевой раме по направлениям осей ствола сверлят с таким расчетом, чтобы пропускаемые через них боковые (осевые) отвесы находились от крепи ствола на расстоянии не менее 200 мм.

После установки проходческого копра или возведения постоянного, например башенного, приступают к оснащению проходки ствола. Выносят в натуру оси подъемных машин и проходческих лебедок. На подшивную площадку копра выносят оси подъемов и разбивают положения осей направляющих шкивов и точек схода головных канатов. К точности разбивочных и монтажных работ предъявляются те же требования, что и при сооружении постоянных подъемных установок. Сборка стволопроходческого полка и передвижной опалубки сопровождается контрольными измерениями их основных геометрических параметров. Диаметры наружных поверхностей опалубки измеряют в верхнем и нижнем сечениях по четырем направлениям. Отклонения измеренных диаметров от проектного значения не должны превышать величин, установленных техническими условиями (ТУ) на изготовление опалубки. Результаты измерений отражают в акте на приемку опалубки.

### **III.3.2. РАБОТЫ ПРИ ПРОХОДКЕ СТВОЛА БУРОВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ**

Для проведения ствола по вертикальному направлению применяют шахтный отвес. В состав оборудования центрального проходческого отвеса входят пневматическая или электрическая лебедка, трос диаметром 2—6 мм, направляющий блок и концевой груз. Лебедку устанавливают на поверхности вблизи ствола, направляющий блок закрепляют над центральным отверстием нулевой рамы. Подвешенный на тросе груз пропускают через центральный раструб проходческого полка. В забое

относительно отвеса проходчики размечают шпур, контролируют положение породных стенок, устанавливают передвижную опалубку. От центрального отвеса маркшейдер ведет периодические (через 3—4 проходческих цикла) контрольные измерения до крепи и до породных стенок ствола. Измерения выполняют рулеткой по восьми радиальным направлениям с округлением до сантиметров. В глубоких стволах (более 800 м) для закрепления в вертикальном положении труб бетонопроводов подвешивают боковые отвесы, которые примерно через 300 м проходки центрируют в ограничителях колебаний, консольно закрепляемых в крепи ствола. Ограничители позволяют уменьшить период и амплитуду колебаний отвеса. Применение ограничителя для центрального отвеса технологически очень осложнено. На глубинах свыше 1000 м полупериод колебаний отвеса достигает 30—40 с, поэтому для определения среднего положения отвеса затрачивается много времени, уменьшается производительность проходческих работ, ухудшаются показатели качества крепления (стыки между заходками, отклонение от вертикали). В связи с этим ведутся работы по созданию технических средств, заменяющих отвес (лазерный надир-проектор, проекциометр и т. п.).

При проходке стволов прямоугольного сечения с возведением деревянной крепи в угловых частях ствола подвешивают четыре отвеса. Расстояния от отвеса до венцов крепи не должны отличаться от проектных более чем на 15 мм, а расстояния между углами венцов по диагонали — более чем на 50 мм.

Во время проходки ствола в 10—20 м от сопряжения с околоствольной выработкой, в крепь закладывают рабочий репер и передают на него высоту. Детальную разбивку сопряжения по высоте выполняют рулеткой относительно рабочего репера. Направление околоствольной выработки определяют по центральному и осевому отвесам, опущенным с нулевой рамы. После проходки 2—3 метров выработки заданное направление рекомендуется проверить гирокомпасом. Для задания направления выработке свыше 20 м в ней закрепляют пункты и реперы опорной сети, определяют их координаты и высоты, результаты измерений, выполняемых в стволе, записывают в журнале проходки. На титульном листе журнала указывают министерство, строительные организации, наименование ствола, шахты. В журнале, преимущественно в табличной форме, должны быть отражены основные данные о проходке ствола по проекту шахты и геологического заключения об условиях проходки; сроки сооружения; характеристика технологического оборудования; основные данные по водоподавлению; характеристику крепи; горизонтальные сечения ствола в различные периоды строительства шахты. Далее на четных страницах журнала в табличной форме приводят данные по продольному



сечению ствола, на нечетных страницах помещают эскизы проходки ствола и вносят необходимые примечания. Геологическую ситуацию разреза описывает геологическая служба, обслуживающая проходку ствола.

Журнал проходки подписывают главный инженер проходческого управления, главный маркшейдер и главный геолог.

### III.3.3. РАБОТЫ ПРИ ПРОХОДКЕ СТВОЛОВ С ИСКУССТВЕННЫМ ЗАМОРАЖИВАНИЕМ ПОРОД

Для получения ледопородного ограждения в запроектированных размерах замораживающие скважины не должны иметь значительных отклонений от вертикали. Допустимое отклонение замораживающей скважины  $\Delta l$  (в м) на конечной глубине  $H$  определяют по формуле

$$\Delta l = (0,5 + 0,002H).$$

Устья скважин разбивают относительно центра и осей ствола и закрепляют кольями или штырями. Перед бурением буровую установку центрируют над устьем скважины с точностью 10 мм; нивелиром или русковыми уровнями проверяют горизонтальность стола ротора; приводят в вертикальное положение ось ведущей трубы. Последнюю операцию удобно выполнять с помощью закрепленного на трубе проекциометра ПМ4 микрометрического уровня.

При бурении глубоких скважин верхний участок-кондуктор проходят несколько большим диаметром и закрепляют обсадными трубами. Для последующего бурения кондуктор является направляющим, поэтому его вертикальное положение определяет вертикальность скважины. Вертикальность сооружения кондуктора контролируют проекциометром ПМ4.

После бурения и крепления скважин обсадными трубами производят их инклинометрическую съемку. Наиболее совершенной аппаратурой для съемки замораживающих скважин является инклинометр типа ВД2.

По горизонтальным проекциям осей замораживающих скважин составляют погоризонтные планы ледопородного ограждения. На погоризонтный план наносят (рис. 25): проектные контуры сечения ствола в свету и в проходке, построенные радиусами  $R_1$  и  $R_2$ , а также внутреннюю и внешнюю границы ледопородного ограждения, построенные радиусами  $R_4$  и  $R_5$ ; устья скважин; планы осей скважин.

Ледопородные цилиндры, образуемые каждой скважиной, строят средним радиусом распространения холода. Центры окружностей  $O_1, O_2, \dots$  смещают относительно точек пересечения скважины с горизонтом плана 1, 2, 3, ... на величину  $\Delta R_{cp}$  по направлению от скважины к центру ствола. Величины  $R_{cp}$  и  $\Delta R_{cp}$  определяют по соответствующим формулам:

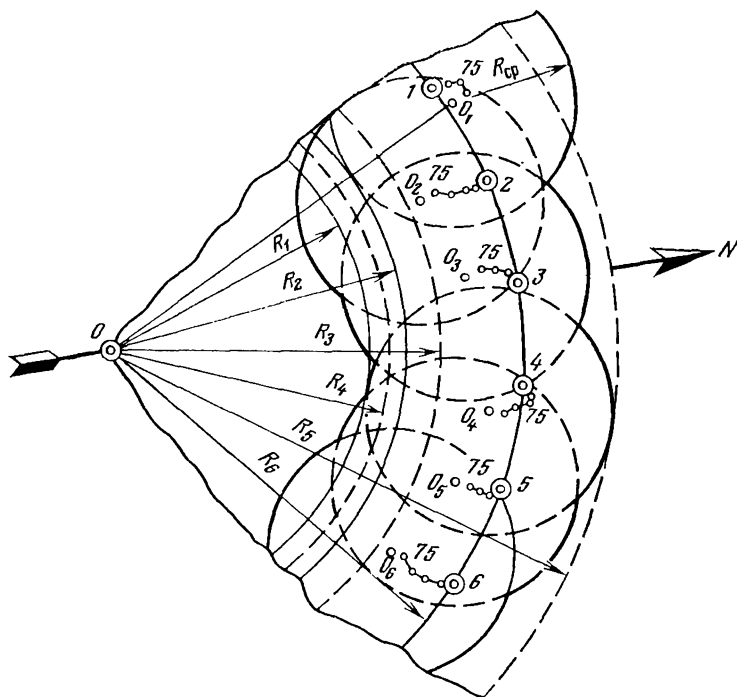


Рис. 25. Участок погоризонтного плана ледопородного ограждения

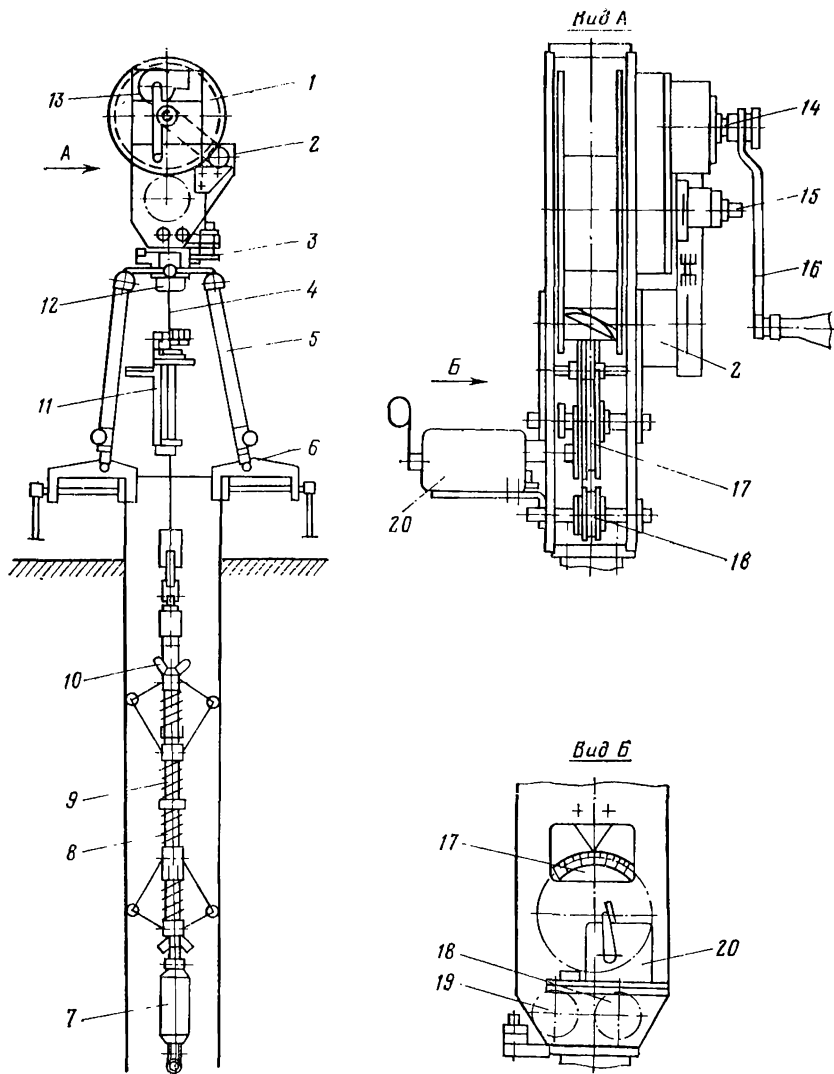
$$R_{\text{ср}} = \frac{r_{\text{в}} + r_{\text{н}}}{2}; \quad \Delta R_{\text{ср}} = \frac{r_{\text{в}} - r_{\text{н}}}{2},$$

где  $r_{\text{в}}$  и  $r_{\text{н}}$  — радиусы распространения холода от скважины к стволу и от ствола.

Границами ледопородного ограждения на погоризонтном плане являются огибающие кривые, соединяющие точки пересечения контуров ледопородных цилиндров. Если полученная толщина ограждения меньше расчетной или выявлены окна между цилиндрами, то необходимо бурение дополнительных скважин.

### III.3.4. КОНТРОЛЬ ВЕРТИКАЛЬНОСТИ БУРЕНИЯ СТВОЛА

Для контроля за вертикальностью бурения применяют проекциметр ПМ4 (рис. 26), трос 4 которого длиной 1000 м намотан на бобине 1. Центрирующий груз служит для спуска и натяжения троса по оси буровой колонны; съемный микрометрический уровень 11 — для определения отклонения троса от вертикального положения; с помощью мерного ролика 17 и



**Рис. 26. Проециметр ПМ4:**

1 — бобина с тросом; 2 — укладочное устройство; 3 — закрепительный рычаг; 4 — трос; 5 — тренога; 6 — струбцина; 7 — дополнительный груз; 8 и 9 — нижний и верхний блоки центрирующего груза; 10 — регулировочная гайка; 11 — микрометрический уровень; 12 — стансовая гайка; 13 — редуктор; 14 — ось редуктора; 15 — ось бобины; 16 — рукоятка; 17 — мерный ролик; 18 и 19 — направляющий и отклоняющий ролики; 20 — счетчик оборотов

счетчика оборотов 20 определяют глубину; треногу 5 с помощью башмаков 6 устанавливают на торце буровой колонны. Микрометрический уровень (рис. 27) закрепляется при измерениях на тросе с помощью зажимов 3 и 6. Диапазон измерения микрометра составляет 0—13 мм; цена деления его круговой шкалы 0,01 мм.

Проекциометр — механический прибор, позволяющий определять величину проекции на горизонтальную плоскость крутонаклонного участка троса, заключенного между исходной и искомой точками.

Исходной является точка схода троса с направляющего ролика, а искомой — точка крепления троса к центрирующему грузу.

Измерения выполняют на той стадии технологического цикла, когда буровая колонна, наращенная очередным звеном, подвешивается на роторе или опорной балке. Треногу проекциометра закрепляют на торце буровой колонны. В нижнюю часть колонны на тросе опускают центрирующий груз. Глубину спуска груза  $H$  определяют по счетчику оборотов мерного ролика.

Один прием измерений, позволяющий определить положение нижней точки троса относительно верхней, включает в себя: установку микрометрического уровня по положительному направлению условно выбранной оси  $X$ ; приведение пузырька уровня на середину вращением винта; отсчет  $a_{+x}$  по шкалам винта; повторение двух последних операций, после установки микрометрического уровня по направлениям  $+y$ ,  $-x$  и  $-y$ . Микрометрический уровень устанавливают по направлениям координатных осей путем закручивания поворотным устройством троса вместе с закрепленным на нем уровнем и визированием с помощью оптического визира на марки, закрепляющие координатные оси (оси ствола).

Приращения координат  $\Delta x$  и  $\Delta y$  между верхней и нижней точками троса вычисляют по формулам:

$$\Delta x = 2Nk_1(a_{-x} - a_{+x}); \quad \Delta y = 2Nk_1(a_{-y} - a_{+y}),$$

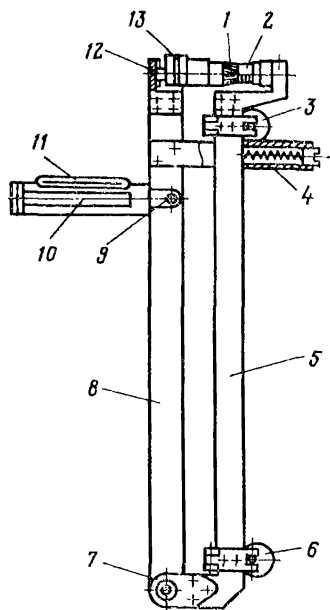


Рис. 27. Микрометрический уровень:

1 и 2 — поперечная и продольная шкалы винта микрометра; 3 — верхний зажим; 4 — прижимное устройство; 5 — основание; 6 — нижний зажим; 7 — ось вращения штанги; 8 — подвижная штанга; 9 — крепежный винт уровня; 10 — оптический визир; 11 — цилиндрический уровень; 12 — подпятник; 13 — винт микрометра

где  $H$  — глубина контролируемого сечения или расстояние между верхней и нижней точками троса, м;  $k_1$  — поправочный коэффициент, учитывающий провес троса по цепной линии;  $a_{-x}$ ,  $a_{+x}$ ,  $a_{-y}$ ,  $a_{+y}$  — отсчеты по винту микрометра при установке уровня по направлениям координатных полуосей.

Поправочный коэффициент  $k_1$  может быть получен по номограмме, определен по таблице или вычислен по формуле:

$$k_1 = (\varphi/H + 1) \ln(1 + H/\varphi),$$

где  $\varphi = Q/q$  — длина троса, масса которого равна массе концевого груза, м;  $Q$  — масса концевого груза, кг;  $q$  — масса одного метра троса, кг/м.

С помощью проекциометра ПМ4 можно определить приращения координат между исходной и искомой точками троса с погрешностью, не превышающей 0,0001  $H$ . Добиться такой высокой точности позволяет применение симметричного способа измерений. Действительно, величина отклонения оси микрометрического уровня от оси троса содержится в каждом из отсчетов  $a_{+x}$ ,  $a_{+y}$ ,  $a_{-x}$  и  $a_{-y}$ . Но поскольку микрометрический уровень поворачивается вместе с тросом, величина и знак этого отклонения постоянны, поэтому разность отсчетов при симметричных положениях уровня  $a_{-x}$ — $a_{+x}$  свободна от этого отклонения осей.

### III.3.5. ОБОРУДОВАНИЕ ЖЕСТКОЙ АРМИРОВКИ И ТРЕБОВАНИЯ К ГЕОМЕТРИЧЕСКОЙ ТОЧНОСТИ ЕГО МОНТАЖА

Армирование шахтного ствола является неотъемлемой частью подъемного комплекса и служит для направленного перемещения по стволу подъемных сосудов. Основную функцию направленного перемещения выполняют проводники, в качестве которых применяют рельсы, сварные металлоконструкции Т-образного, коробчатого и другого профиля, а также деревянные брусья. Несущими элементами армировки являются расстрельные балки, на которых подвешивают звенья проводников. Систему расстрелов, расположенных в одной горизонтальной плоскости, называют ярусом расстрелов, а расстояние по вертикали между соседними ярусами — шагом армировки. Длина звена рельсового проводника составляет 12,5 м и в зависимости от того, на четырех или пяти ярусах оно закреплено, шаг армировки соответственно будет равен 4168 или 3125 мм. Длина звена проводника коробчатого профиля — 12 м и шаг армировки принимают равным 3 или 4 м, а в случае переменного шага, например 5; 5 и 2 м.

В зависимости от расположения относительно подъемного сосуда проводники разделяют на двусторонние — лобовые или боковые, и односторонние. Проводники, расположенные симметрично с двух сторон расстрела, называют парными.

Основным преимуществом жесткой армировки является то, что смещения сосуда при движении по жестким проводникам незначительны. Поэтому регламентируемые правилами безопасности зазоры между сосудом и крепью сравнительно небольшие (150—200 мм). Среди ее недостатков можно выделить следующие: большая металлоемкость; значительные трудности монтажа; переменная жесткость, приводящая к колебательным процессам в системе сосудов — армировка; значительное аэродинамическое сопротивление вентиляционной струи; сложность контрольных и ремонтных работ в период эксплуатации. Этим вызван постоянный поиск новых более прогрессивных конструкций жестких армировок, таких как малорасстрельные, консольные, блочные и т. п.

При сдаче в эксплуатацию вновь смонтированной жесткой армировки должны быть соблюдены следующие основные показатели точности: отклонение от вертикали пролета проводника между смежными ярусами расстрелов не должно превышать 10 мм для металлических и 20 мм для деревянных проводников; отклонение ширины колеи от проектной не должно превышать для металлических проводников 8 мм, для деревянных 10 мм.

### **III.3.6. РАБОТЫ ПРИ МОНТАЖЕ ЖЕСТКОЙ АРМИРОВКИ**

В состав маркшейдерских работ при монтаже жесткой армировки входят: составление проекта организации и производства маркшейдерских работ; разбивочные работы и контроль за положением оборудования при оснащении армирования; вынесение и закрепление разбивочных осей (вертикальных направлений); контрольные измерения при монтаже армировки.

В проекте должны быть предусмотрены: схема расположения вертикальных направлений в сечении ствола; конструкции армировочных шаблонов; форма журнала армирования. Количество вертикальных направлений (отвесов) и точки их закрепления определяют в зависимости от расположения расстрелов и проводников в сечении ствола, руководствуясь следующими рекомендациями: отвесы размещают вблизи (100—250 мм) крепления проводников к расстрелам или около сочленения расстрелов; один из главных расстрелов устанавливают по двум отвесам; расстрел, параллельный главному, устанавливают по одному отвесу и с помощью горизонтального шаблона; если расстояние между расстрелами превышает 3 м, то каждый из этих расстрелов устанавливают по двум отвесам. Координаты проектных точек закрепления вертикальных направлений определяют аналитически в системе осей ствола. Проект сечения ствола с нанесенными на нем точками вертикальных направлений является исходным документом для конструирования

ния армировочных шаблонов. К ним относятся: центровочные — для установки расстрелов относительно отвесов; горизонтальные — для установки параллельных расстрелов; дистанционные — для фиксации шага армировки; разметочные — для указания положения лунок в крепи.

При переоснащении ствола для армирования производят разбивку осей дополнительных лебедок и копровых шкивов, после установки которых определяют углы девиации канатов.

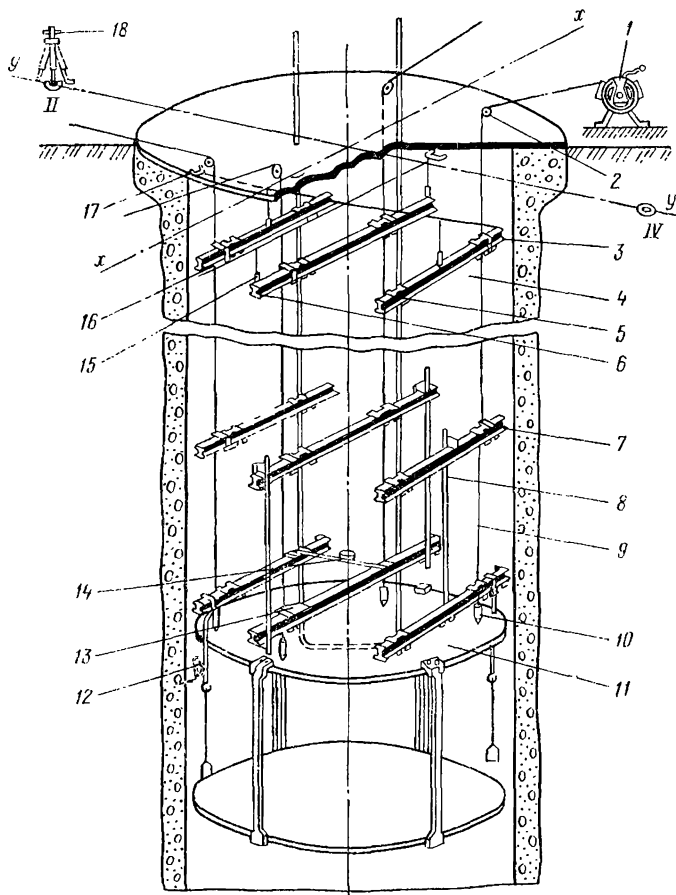


Рис. 28. Маркшейдерское обеспечение армирования ствола относительно подвижных отвесов:

1 и 2 — лебедка и направляющий ролик отвеса; 3 — фиксатор; 4 — расстрел; 5 — лежка; 6 — центральный расстрел; 7 — ограничитель колебаний; 8 — дистанционный шаблон; 9 и 10 — нить и груз отвеса; 11 — верхний этаж монтажного полка; 12 — разметочный шаблон; 13 — центровочный шаблон; 14 — горизонтальный шаблон; 15 — шнуровой отвес; 16 — проволока, натянутая по разбивочной оси; 17 — осевая скоба; 18 — теодолит на осевом пункте

Верхний (контрольный) ярус армировки монтируют относительно шнуровых отвесов, подвешенных на проволоки, натянутые между осевыми скобами устья ствола (рис. 28). На расстрелах этого яруса по проектным значениям координат закрепляют фиксаторы армировочных отвесов. Отклонение координат вертикальных направлений от проектных значений не должно превышать 2 мм. Отклонение расстояний между всеми вертикальными направлениями от проектных значений не должно превышать 3 мм. Последующие ярусы устанавливаются с монтажного полка относительно подвижных армировочных отвесов. Через 30—100 м по глубине, в зависимости от горнотехнических условий (капез, вентиляция) отвесы закрепляют в ограничителях колебаний. Расстояния между отвесами, измеренные на горизонте установки ограничителей колебаний, не должны отличаться от соответственных расстояний между отвесами на контрольном ярусе более чем на 5 мм.

При армировании по восходящей схеме (снизу вверх), а также при монтаже консольной армировки, вертикальные направления фиксируют на верхнем и нижнем контрольных ярусах (вертикально закрепленные тросы, проволоки, канаты). Для определения положения фиксаторов на нижнем ярусе применяют отвесы или проекциометры. Расстояния между вертикальными направлениями, измеренные на нижнем ярусе после корректировки их положения, не должны отличаться от соответственных расстояний на верхнем ярусе более чем на 5 мм.

Правильность установки каждого яруса расстрелов проверяет сменный надзор и заносит результаты в журнал армирования. Маркшейдер контролирует точность армирования не реже чем через 3—4 яруса. Контроль включает в себя проверку положения расстрелов и проводников относительно вертикальных направлений, горизонтальности осей расстрелов, расстояний между смежными ярусами расстрелов. Расстояния между заданным вертикальным направлением и соответственными точками расстрелов и проводников не должны отличаться от проектных более чем на 5 мм при металлической армировке и 10 мм — при деревянной. Разность высот концов расстрела в местах заделки его в крепь не должна быть больше 0,005 его длины. Отклонения расстояний между ярусами расстрелов от проектного не должны превышать при навеске металлических проводников 15 мм, деревянных — 50 мм.

### **III.3.7. ПРОФИЛЬНАЯ СЪЕМКА ПРОВОДНИКОВ**

После завершения монтажных работ и навески постоянных или временных подъемных сосудов производят профильную съемку проводников. Для профильной съемки могут быть применены вертикально закрепленные проволоки (тросы), автоматическая



аппаратура, оптические приборы и другие технические средства, благодаря которым можно определять отклонение от вертикали пролета проводника между смежными ярусами расстрелов с погрешностью, не превышающей 5 мм, а отклонение ширины колеи от проектного значения с погрешностью не более 3 мм.

При использовании для профильной съемки вертикально закрепленных проволок положение их нижних точек фиксации определяют с помощью отвесов или проекциометра. На время определения положения покая отвеса грузы и проволоку изолируют от воздействия горизонтальных потоков воздуха. Положение покая отвеса определяют по наблюдениям за его колебаниями по двум взаимно перпендикулярным направлениям с помощью линеек с миллиметровыми делениями. Расстояния между закрепленными отвесами, измеренные на поверхности и в шахте, не должны отличаться более чем на 5 мм. В стволах глубиной свыше 400 м проволоку закрепляют в ограничителях колебаний не реже чем через 200 м. Расстояния от проволоки до контактных поверхностей проводника (лобовой и боковой) измеряют с крыши подъемного сосуда на каждом ярусе расстрелов. Одновременно раздвижным жезлом измеряют ширину колеи.

Для автоматической профильной съемки проводников наибольшее распространение и применение получила станция СИ4. Станция СИ4 представляет собой комплекс приборов и устройств, которые установлены в специальной оборудованной автомашине. В состав станции СИ4 входят приборы СУ2 для измерения углов отклонений проводников от вертикали в двух взаимно перпендикулярных плоскостях и регистрации их на движущейся фотопленке в виде непрерывных кривых; прибор СР2 для непрерывного измерения отклонений действительных значений ширины колеи от номинального; каретка КД2 для установки на ней измерительных приборов и перемещения их по двухсторонним проводникам подъемного отделения (рис. 29); контрольно-измерительные приборы; приборы для определения взаимного расположения проводников в стволе и для камеральной обработки измерений.

Перед монтажом аппаратуры в стволе секции каретки с приборами устанавливают поочередно на юстировочный стенд ПЮ1 и проверяют вертикальность положения приборов СУ2; заряжают приборы СУ2 и СР2 фотопленкой и парафинированной бумажной лентой; меняют элементы питания электроламп. Аппаратуру монтируют на двухсторонних проводниках ствола, предварительно перекрыв его противоположными лядами или настелив временный полук из досок. В месте монтажа кареток на проводниках прибором ИР1 измеряют ширину колеи и выставляют перо самописца прибора СР2 относительно базовой

линии с учетом отклонения действительного значения ширины колеи от проектного значения. Каретку подвешивают к дну подъемного сосуда с помощью нескольких штанг. В случае необходимости каретку можно монтировать на крыше подъемного сосуда или спускать в ствол на тросе шахтной подъемной лебедки.

Рис. 29. Каретка с измерительными приборами на проводниках:

1 — проводник; 2 — роликовые захваты; 3 и 6 — секции для размещения измерительных приборов; 4 — подвесное устройство; 5 — рессора; 7 — распорная штанга

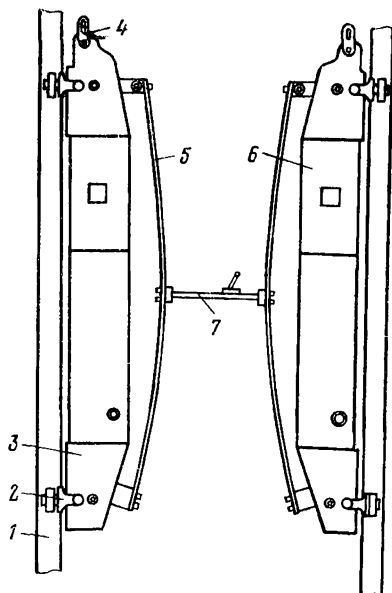
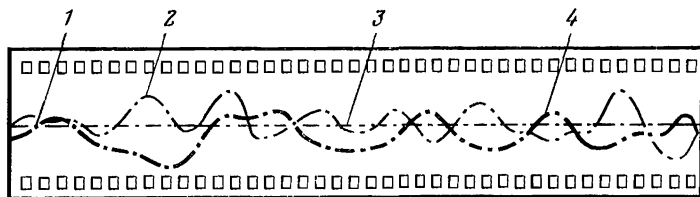


Рис. 30. Фотограмма отклонений проводника от вертикали:

1 — метка расстрела; 2 и 4 — кривые отклонений в боковой и лобовой плоскостях; 3 — базовая вертикаль



При спуске и подъеме аппаратуры одновременно выполняется непрерывная съемка двух проводников. При этом углы отклонений проводников от вертикали в двух взаимно перпендикулярных плоскостях фиксируются на фотопленках (рис. 30), а отклонения ширины колеи от проектного значения на бумажной ленте. Емкости кассет и катушки хватает на съемку в прямом и обратном направлениях 1700 м проводника. Продолжительность полного цикла работ в одном отделении ствола глу-

биной 500—1000 м составляет 0,3—0,7 ч. После проявления фотопленок и проверки качества записи на фотопленках и парафинированной бумажной ленте аппаратуру монтируют на проводниках другого отделения и выполняют их съемку.

Для увязки профилей проводников нескольких подъемных отделений на горизонтах околоствольного двора и нулевой площадки определяют взаимное положение проводников способом полярной съёмки проводников с подходного пункта на поверхности и с пункта подземной опорной сети.

Камеральную обработку фотограмм углов отклонений проводников от вертикали производят на интеграторе СВ8. Работа оператора заключается в наведении марки на интегрируемую кривую фотограммы и включении автоматического суммирования. Цикл операций завершается перемещением фотопленки и бумажной ленты на величину, соответствующую в принятом масштабе базе каретки.

Ширину колеи определяют путем суммирования ее проектного значения с отклонениями, зафиксированными на диаграммной ленте прибора СР2.

По результатам съемки станцией СИ4 средняя квадратическая погрешность определения ширины колеи составляет  $\pm 0,5$  мм, а определения отклонений пролетов проводников от вертикали —  $\pm 2$  мм.

### **III.3.8. ГЕОМЕТРИЧЕСКИЕ ЭЛЕМЕНТЫ И ПАРАМЕТРЫ КАНАТНОЙ АРМИРОВКИ**

Оборудование подъемных комплексов канатными проводниками находит все более широкое применение в отечественной горнодобывающей промышленности. Преимущества канатной армировки по сравнению с жесткой проявляются особенно ярко при работе в глубоких стволах, когда диаметр ствола определяется не по размещению в стволе подъемного оборудования, а по проветриванию горных выработок. К ним относятся: меньшая металлоемкость, более простая технология монтажных работ и работ по замене износившегося оборудования, лучшие аэродинамические условия в стволе, более высокую скорость подъема и т. п. Вместе с тем, повышенный износ канатных проводников и втулок направляющих устройств подъемных сосудов, необходимость в больших чем при жесткой армировке зазоры безопасности, деформации стволов под воздействием геомеханических факторов и другие факторы сдерживают более широкое применение этого прогрессивного вида армировки. Решение этих вопросов в немалой степени зависит от правильного решения маркшейдерских задач, возникающих как при монтаже оборудования канатной армировки, так и при ее эксплуатации.

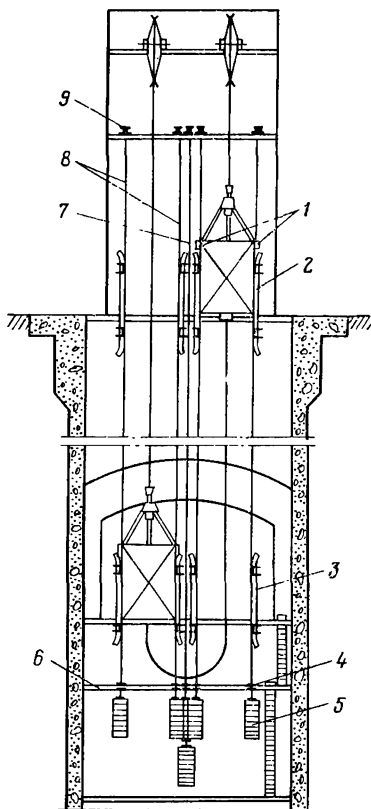


Рис. 31. Канатная армировка вертикального ствола:

1 — направляющие устройства схода; 2 и 3 — вспомогательные проводники на верхнем и нижнем горизонтах; 4 — направляющие втулки; 5 — концевой груз; 6 — натяжная рама; 7 — отбойные канаты; 8 — канатные проводники; 9 — прицепные устройства

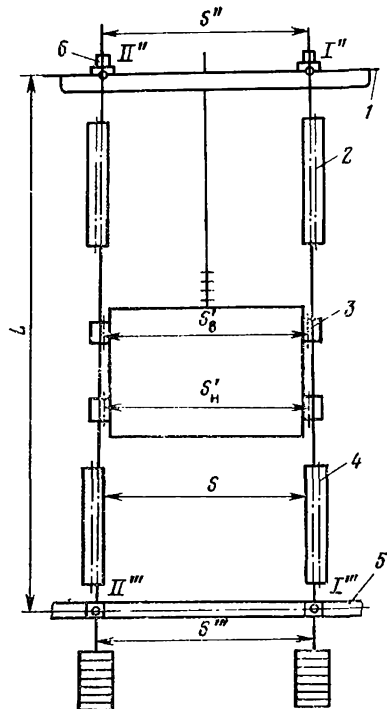


Рис. 32. Геометрические параметры и элементы канатной армировки:

1 — горизонт подвеса; 2 и 4 — оси вспомогательных проводников на верхнем и нижнем горизонтах; 3 — ось направляющего устройства; 5 — горизонт фиксации; 6 — ось прицепного устройства

Рассмотрим особенности оборудования канатной армировки на примере одноканатной подъемной установки с канатными проводниками (рис. 31). Канатные проводники 8 с помощью прицепных устройств 9 подвешены на усиленном поясе копра под подшивной площадкой. В зумпфе расположена натяжная рама 6, которая имеет направляющие втулки 4 для фиксирования канатов. Натяжение канатов создается концевыми грузами 5. Подъемный сосуд движется по четырем канатным проводникам с помощью направляющих устройств 1, которые устанавливаются на подъемных сосудах по два вверху и внизу на

каждый проводник. Они состоят из разъемного стального корпуса и сменных вкладышей, в качестве которых обычно используют разрезные чугунные или пресс-массовые цилиндрические втулки. Кроме того, на подъемных сосудах устанавливают направляющие башмаки для движения сосудов в жестких вспомогательных проводниках 2 и 3, которые располагают у рабочих горизонтов для фиксирования сосуда во время погрузочно-разгрузочных операций. Если расстояние между подъемными сосудами небольшое, то для предотвращения их столкновения в промежутке между ними подвешивают отбойные канаты 7.

Иногда на вспомогательных подъемах натяжение канатным проводникам создается вверху. Для этого нижние концы канатов заземляют в прицепных устройствах, которые снизу опираются о натяжную раму, а на перекрытии подвеса устанавливают натяжные домкратные устройства или, пропустив канаты через шкивы, нагружают их грузами, располагаемыми сбоку от копра.

Горизонт подвеса II"—I" канатных проводников представляет собой горизонтальную плоскость, в которой лежат опорные поверхности прицепных устройств или домкратов (рис. 32). Горизонт фиксации — это плоскость, в которой расположены центры направляющих втулок натяжной рамы. Точками подвеса и фиксации проводникового каната называются точки пересечения оси каната с горизонтами подвеса и фиксации. Если натяжной груз канатного проводника расположен на копре, то точкой подвеса является точка схода каната с направляющего шкива.

Ось системы проводниковых канатов — прямая линия, соединяющая центры расположения точек подвеса и фиксации канатов подъемного отделения.

К геометрическим параметрам канатной армировки относятся: ширина колеи направляющих устройств подъемного сосуда  $S'_в$  и  $S'_н$ ; ширина колеи  $S''$  и  $S'''$  и длина канатных проводников  $L$ , расстояния между осями вспомогательных проводников и осями проводниковых канатов.

Ширина колеи направляющих устройств  $S'_в$  и  $S'_н$  — расстояние между осями двух направляющих устройств подъемного сосуда. Ширина колеи канатных проводников — расстояние между осями двух проводниковых канатов. Длиной канатного проводника  $L$  называется расстояние между точками подвеса и фиксации проводника. Величины геометрических параметров определяются проектом. При определении их фактических значений различают ширину колеи канатных проводников на горизонте подвеса  $S''$  и горизонте фиксации  $S'''$ , а также ширину колеи верхних  $S'_в$  и нижних  $S'_н$  направляющих устройств подъемного сосуда.

При маркшейдерском обеспечении монтажа канатной армировки необходимо стремиться к тому, чтобы точки подвеса канатных проводников были строго увязаны с осями многоканатной подъемной машины (осью главного вала и осью подъема), проводниковые канаты были вертикальны, а геометрические параметры армировки соответствовали проектным значениям.

### III.3.9. РАБОТЫ ПРИ МОНТАЖЕ КАНАТНОЙ АРМИРОВКИ

При монтаже канатной армировки выполняют следующие маркшейдерские работы: перенесение разбивочных осей на монтажные горизонты; разбивку осей для установки подъемных машин, лебедок и направляющих шкивов, предназначенных для спуска канатов; контрольные измерения при установке прицепных (натяжных) устройств на горизонте подвеса, направляющих втулок на натяжной раме, вспомогательных проводников; проверку положения направляющих устройств подъемных сосудов.

Основными монтажными горизонтами являются горизонты подвеса и фиксации канатных проводников, а также горизонты установки вспомогательных проводников. На горизонт подвеса укосного копра оси выносят с осевых пунктов с помощью теодолитов или отвесами с подшивной площадки. Разбивочные оси фиксируют рисками на ограждающих металлоконструкциях копра. На башенных копрах горизонтом подвеса, как правило, является мощное железобетонное перекрытие, в котором оставляют проемы для пропуска подъемных канатов и отверстия для канатных проводников. Поэтому необходимость в разбивочных осях горизонта подвеса часто возникает во время возведения башни (см. разд. III.2.10). Необходимость более точной увязки между подъемными канатами и канатными проводниками чем при жесткой армировке обуславливает ступенчатое перенесение осей. Если вначале возводится перекрытие горизонта подвеса, то разбивочные оси машинного зала переносят от осей горизонта подвеса и наоборот. Расхождение в положении осевых рисков на горизонте подвеса, полученных при двух перенесениях осей, не должно превышать 20 мм.

Перенесение осей ствола на горизонт фиксации канатных проводников производится в период проходки ствола с помощью канатного проекциометра или отвесов так же как при рассечке околоствольных выработок. Расхождение в положениях осевых рисков, полученных при двух перенесениях осей на скобы, закрепленные на горизонте фиксации, не должно превышать 50 мм.

Для закрепления вертикальных направлений при монтаже верхнего участка вспомогательных проводников используют

разбивочные оси горизонта подвеса, а при монтаже нижнего участка (в районе рабочего горизонта) — оси горизонта фиксации.

Оси подъемных машин и лебедок, предназначенных для спуска канатов, разбивают с осевых пунктов ствола, а оси направляющих шкивов относительно осей горизонта подвеса.

Положение прицепных устройств или домкратов на горизонте подвеса определяют относительно проволоки, натянутых по направлениям разбивочных осей, способом прямоугольных координат. Положение прицепных устройств отмечают на опорной поверхности осевыми рисками в продольном и поперечном направлениях с учетом габаритов опорной поверхности прицепного устройства. Для удобства установки на боковых гранях прицепных устройств рисками обозначают оси, пересечение которых совпадает с центром, закрепляемого в устройстве проводникового каната. Перед установкой прицепных устройств проверяют положение отверстий в перекрытии, предназначенных для пропуска канатов. Отверстия должны быть вертикальными, а их смещение относительно центра положения прицепного устройства не должно превышать разности диаметров отверстия и каната.

Монтаж натяжной рамы и закрепление на ней направляющих втулок производят от отвесов, подвешенных на проволоки, натянутые между скобами разбивочных осей горизонта фиксации.

После навески канатных проводников контролируют положение прицепных устройств и направляющих втулок. Правильность установки прицепных устройств проверяют по совмещению осевых рисок устройства и опорной поверхности. Расхождение совмещаемых рисок не должно превышать 5 мм. Правильность положения направляющих втулок проверяют измерением расстояний от разбивочных осей до канатов. Фактические расстояния не должны отличаться от проектных более чем на 5 мм. По результатам измерений составляют исполнительные схемы закрепления и фиксации канатных проводников на горизонтах подвеса с указанием проектных и фактических расстояний от разбивочных осей.

Монтаж вспомогательных проводников и поддерживающих их расстрелов выполняют от вертикальных направлений (отвес, вертикально закрепленный трос и т. п.), положение которых определено относительно разбивочных осей горизонтов отвеса и фиксации. Методы выполнения разбивочных работ и контрольных измерений при монтаже вспомогательных проводников аналогичны маркшейдерским работам при монтаже жесткой армировки.

Перед навеской подъемных сосудов в шахтном стволе выполняют проверку положения их направляющих устройств. Ли-

нейными измерениями и ординатной съемкой с помощью геодалита, нивелирных реек и рулетки определяют ширину колеи между всеми направляющими устройствами нижнего и верхнего пояса подъемного сосуда. Ширина колеи направляющих устройств, как и разность между шириной колеи соответствующих верхних и нижних устройств, не должна отличаться от проектного значения более чем на 10 мм.

### **III.3.10. ПРОВЕРКА СООТНОШЕНИЙ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ЭЛЕМЕНТОВ КАНАТНОЙ АРМИРОВКИ**

После окончания монтажа и периодически в процессе эксплуатации канатной армировки производится проверка соотношений геометрических элементов оборудования, в результате которой должны быть определены: отклонения расстояний между осями многоканатной машины или осями подшивной площадки одноканатного подъема и точками подвеса канатных проводников от проектных; отклонения ширины колеи направляющих устройств подъемных сосудов; отклонения ширины колеи канатных проводников на горизонтах подвеса и фиксации; отклонения расстояний между осью вспомогательного проводника и осями ближайших канатных проводников от проектных; расхождения расстояний между отбойными и проводниковыми канатами с проектными; отклонение от вертикали оси системы канатных проводников подъемного отделения.

Для проверки соотношений геометрических элементов канатной армировки выполняют следующие маркшейдерские работы: съемку прицепных устройств или проводниковых и отбойных канатов на горизонте подвеса; измерения по определению ширины колеи направляющих устройств подъемных сосудов; передачу координат на горизонт фиксации; съемку проводниковых и отбойных канатов на горизонте фиксации, а также вспомогательных проводников; математическую обработку измерений и оформление графической документации.

Съемочные работы и их математическая обработка выполняются в условной системе координат: для одноканатного подъема за координатные оси принимают оси подшивной площадки, для многоканатного подъема ось абсцисс — ось подъема, а ось ординат — ось главного вала, т. е. те же координатные оси, что и при проверке многоканатной подъемной установки.

Съемка прицепных устройств и канатов может быть выполнена способом прямоугольных координат или полярным. Для реализации способа прямоугольных координат на горизонт подвеса (в случае одноканатного подъема) переносят отвесами оси подшивной площадки, а при многоканатном подъеме по координатам пунктов вспомогательных осей *A*, *B*, *C* и *D* (см. разд.



III.2.11) определяют положения оси главного вала и оси подъема и закрепляют их на скобах, забетошированных в стены башенного копра. По координатным осям натягивают проволоки, опускают с них отвесы и измеряют расстояния до симметрично расположенных рисок, закрепленных на боковых поверхностях прицепных устройств. Средние расстояния будут равны соответствующим координатам точек подвеса канатных проводников. Кроме того, аналогично измеряют расстояния между соседними прицепными устройствами, получая тем самым ширину колеи. Полярный способ эффективен при съемке прицепных устройств на перекрытии башенного копра. Привязка точек стояния теодолита производится к пунктам вспомогательных осей *A*, *B*, *C* и *D*.

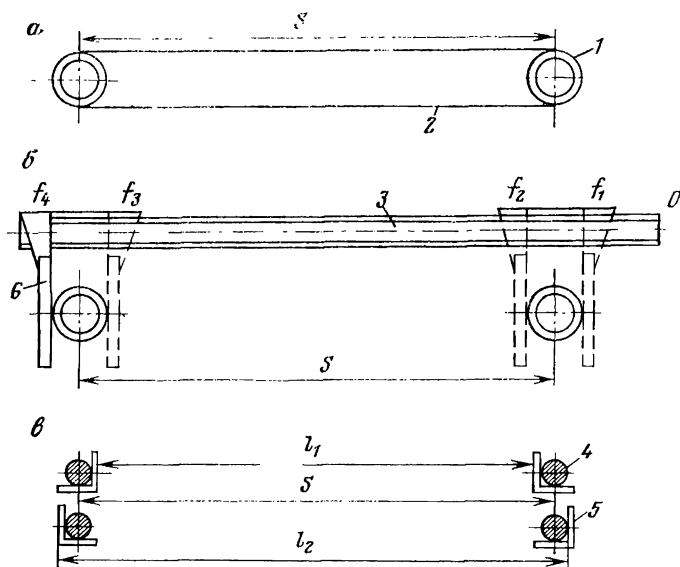


Рис. 33. Схемы определения ширины колеи канатных проводников:

*a* — опоясывание рулеткой клиновых муфт; *б* — с помощью координатометра; *в* — симметричным способом с использованием уголков; 1 — клиновая муфта; 2 — полотно рулетки; 3 — рейка координатометра; 4 — канат; 5 — металлический уголок; 6 — ординатометр

Ширину колеи направляющих устройств подъемного сосуда определяют после установки новых вкладышей путем измерения расстояний между всеми канатными проводниками над и под подъемным сосудом (рис. 33). Измерения выполняют либо с площадок, с которых осматривают направляющие и заменяют износившиеся вкладыши, либо с противопожарных ляд, перекрывающих ствол на нулевой площадке. Кроме того измерения над сосудом можно выполнять с его крыши. Расстояния между

осями канатов определяют способом симметричных измерений рулеткой между гранями уголков, прикладываемых к канатам.

Ширину колеи  $S$  вычисляют по формуле

$$S = \frac{l_1 + l_2}{2}.$$

Координаты на горизонт фиксации передают двумя шахтными отвесами или канатным проекциометром с использованием двух проводниковых или отбойных канатов.

Отвесы опускают с нулевой площадки до натяжной рамы. Координаты точек схода отвесов в ствол определяют по результатам линейных засечек от двух вспомогательных отвесов, опущенных с горизонта подвеса.

При передаче координат канатным проекциометром канаты, используемые для измерений, освобождают от направляющих устройств подъемного сосуда и перекрывают ствол противопожарными лядами. На уровне 2—5 м выше ляд сооружают временное перекрытие из досок, на котором закрепляют надетые на канаты поворотные устройства. Измерения выполняют с противопожарных ляд, закрепив на канатах датчики вертикали (методику измерений см. разд. III.3.4).

Координаты точек фиксации определяют по результатам линейных засечек всех проводниковых и отбойных канатов от шахтных отвесов, закрепленных в среднем положении, или от канатов, по которым переданы координаты проекциометром. Кроме того, измеряют расстояния между всеми проводниковыми канатами подъемного отделения.

Ширину колеи следует измерять дважды, расхождение между измерениями не должно превышать 3 мм.

Съемка вспомогательных проводников выполняется относительно отвесов аналогично профильной съемке проводников жесткой армировки. Положение отвесов предварительно определяют относительно канатных проводников.

Математическую обработку измерений выполняют в следующем порядке.

1. Вычисляют координаты точек подвеса проводниковых канатов в условной системе координат и определяют их отклонения от проектных значений. Отклонения расстояний между осями многоканатной машины или осями подшкивной площадки одноканатного подъема и точками подвеса канатных проводников от проектных не должны превышать 30 мм.

2. Определяют ширину колеи направляющих устройств подъемных сосудов, а также канатных проводников на горизонтах подвеса и фиксации. Отклонение ширины колеи канатных проводников и направляющих устройств подъемного сосуда от проектной не должно превышать 10 мм.

3. Координаты точек фиксации проводниковых канатов получают как и в теодолитном ходе, по измеренным длинам и вычисленным углам (рис. 34). Углы в треугольниках, образованных точками фиксации канатов, предварительно вычисляют по трем измеренным сторонам (по формуле косинусов). Угловая невязка хода не должна превышать  $20'$ , линейная —  $1/2000$ .

4. Находят относительное отклонение  $v$  от вертикали оси системы канатных проводников подъемного отделения:

$$v = \frac{1}{nL} \sqrt{\left(\sum_1^n x_{\phi_i} - \sum_1^n x_{\pi_i}\right)^2 + \left(\sum_1^n y_{\phi_i} - \sum_1^n y_{\pi_i}\right)^2},$$

где  $x_{\phi_i}$ ,  $y_{\phi_i}$  — координаты точек фиксации канатов;  $x_{\pi_i}$ ,  $y_{\pi_i}$  — координаты точек подвеса канатов;  $n$  — число канатных проводников в подъемном отделении;  $L$  — длина канатного проводника.

Относительное отклонение от вертикали оси системы проводниковых канатов не должно превышать  $1/20000$  ее длины.

5. На каждом ярусе расстрелов определяют расстояния между осями вспомогательных проводников и канатными проводниками. Отклонения расстояний между осью вспомогательного проводника к осям ближайших канатных проводников в плоскостях, параллельной и перпендикулярной расстрелам, от проектных не должны превышать  $20$  мм.

6. Сравнивают расстояния между проводниковыми и отбойными канатами с проектными. Отклонения расстояний между осями отбойных и проводниковых канатов от проектных должны быть не более  $20$  мм.

Результаты маркшейдерской проверки канатной армировки

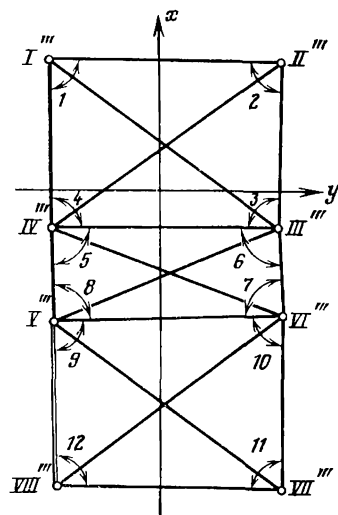


Рис. 34. Схема определения координат точек фиксации канатов

оформляют в виде плана геометрических элементов, на котором в принятой условной системе координат показывают проектное положение канатных, вспомогательных проводников и отбойных канатов в масштабе  $1:10$  или  $1:20$ , а смещения геометрических элементов от проектного положения — в масштабах  $1:1—1:5$  (рис. 35).

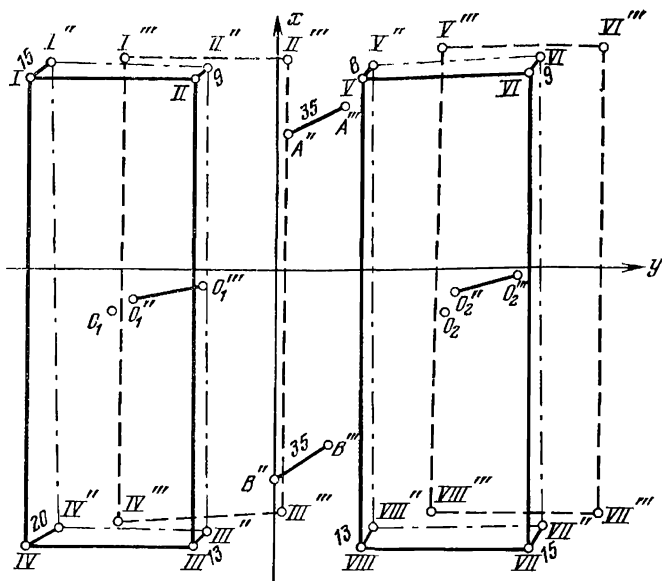


Рис. 35. Разномасштабный план геометрических элементов канатной армровки одноканатного клетового подъема

### III.4. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

#### III.4.1. ЗАДАНИЕ НАПРАВЛЕНИЙ ГОРНЫМ ВЫРАБОТКАМ

Исходные данные для вынесения направления околоствольным выработкам определяют по материалам проложения проектных полигонов и профилей (см. разд. III.1) или по рабочим чертежам проекта. Направление в горизонтальной плоскости задают с помощью теодолита с пунктов опорных и съемочных сетей и фиксируют отвесами или лучом лазерного указателя направления. Количество отвесов должно быть не менее трех; расстояние между шнуровыми отвесами 2—3 м, между светящимися — 20—30 м. Удаление от забоя точек или приборов, указывающих направление прямолинейным участкам, при использовании шнуровых отвесов не должно превышать 40 м, светящихся отвесов — 80 м, лазерных указателей — 500 м.

При проходке криволинейных участков выработки расстояния от задаваемого направления до стенок выработки могут быть определены способом перпендикуляров или радиусов. Указанные расстояния могут быть определены аналитически или получены графически по чертежу выработки крупного масштаба 1 : 50 или 1 : 100.

Направление в вертикальной плоскости задают с помощью нивелира и фиксируют осевыми или боковыми реперами или лучом лазерного указателя направления. На участке выработки (10—15 м) закрепляют не менее двух пар боковых реперов или трех осевых реперов.

Для выработок, оборудованных рельсовыми путями или конвейерами с небольшой скоростью (до 2 м/с) движения ленты, при задании и перенесении направления достаточна та же точность, что и при построении опорных подземных сетей. Для проведения выработок, оснащаемых мощными стационарными конвейерами, такая точность измерений может оказаться недостаточной. К прямолинейности става мощного стационарного конвейера предъявляются следующие требования: отклонение става от прямой линии не должно превышать 0,0001 от длины конвейера; отклонение центров соседних роlikоопор холостой ветви от линии, соединяющей центры выносного и хвостового барабанов, не должно превышать 15 мм. Направление конвейерной выработки задают с помощью теодолитов типа Т2 или Т5 и обозначают его лучом лазерного указателя направления ЛУН7, ЛУН9. Лазерный указатель устанавливают не ближе чем в 50 м от забоя. Направление, заданное теодолитом, закрепляют пятью точками. Под первой точкой располагают светопроекторы, вторая и третья, удаленные от первой на 5 и 15 м, предназначены для юстировки прибора. По четвертой и пятой точкам, удаленным от первой на 25 и 40 м, направляют луч и контролируют его стабильность в процессе проходки выработки. Луч, наведенный по направлению с базой 25—40 м, используют при проходке выработки до 150 м. Далее теодолитом переносят направление и лазерный луч, при базе наведения не менее 100 м, используют при проведении выработки до 500 м. Для переноса направления и съемки стенок выработки прокладывают полигонометрический ход; длина сторон не менее 100 м; предельная погрешность измерения углов 20". С пунктов этого хода выносят разбивочную ось для монтажа конвейера.

#### **III.4.2. ПРОВЕРКА СООТНОШЕНИЯ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ЭЛЕМЕНТОВ СТАЦИОНАРНОГО КОНВЕЙЕРА**

Стационарные конвейеры большой мощности устанавливают в полевых штреках главных направлений, квершлагах, наклонных стволах и др., срок службы которых определяется временем отработки блока, горизонта, крыла, шахты в целом.

Маркшейдерская проверка мощных конвейеров обусловлена значительными износами ленты и металлоконструкций конвейерного става при отклонениях геометрических элементов конвейера, превышающих допустимые значения.

Рассмотрим геометрические элементы распространенного мощного конвейера типа 2ЛУ120, производительность которого — 1200 т/ч; скорость движения ленты — 3,15 м/с; ширина ленты — 120 см; длина ленты — до 3 км. Основными узлами конвейеров типа 2ЛУ120 являются: выносная головка, приводная станция, натяжное устройство, став линейных секций; резиноватросовая лента, электрооборудование и средства автоматизации. Выносная головка состоит из выносного и отклоняющего барабанов; приводная станция имеет два приводных и два отклоняющих барабана. Натяжное устройство состоит из хвостового барабана, смонтированного на раме, которая может перемещаться по направляющим под действием лебедки.

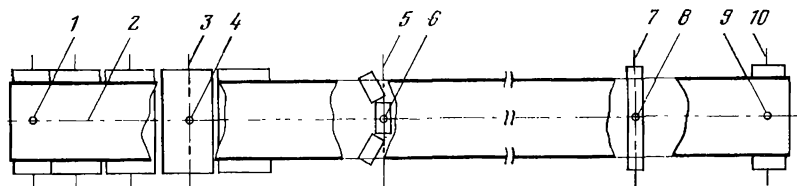


Рис. 36. Геометрические элементы ленточного конвейера:

1 — центр выносного барабана; 2 — ось транспортирования; 3 и 4 — ось и центр приводного (отклоняющего) барабана; 5 и 6 — ось и центр роlikоопоры рабочей ветви; 7 и 8 — центр и ось роlikоопоры холостой ветви; 9 и 10 — центр и ось хвостового барабана

Под осью барабана (рис. 36) будем понимать ось его вращения 3. Центром барабана 4 является точка пересечения оси барабана с плоскостью, проходящей через середины образующих цилиндрическую поверхность барабана (середины обечайки).

Став линейных секций служит для поддержания верхней (рабочей) и нижней (холостой) ветви ленты.

Роlikоопора рабочей ветви представляет собой желобчатую систему, центрирующую грузовую ветвь ленты.

Ось ролика будем считать его ось вращения. Центром ролика является точка пересечения оси ролика с плоскостью, проходящей через середины образующих цилиндрическую поверхность ролика. Центром 6 и осью 5 роlikоопоры рабочей ветви являются центр и ось нижнего ролика.

Лента является основным, наиболее дорогостоящим и наименее долговечным элементом оборудования конвейера. Основными параметрами ленты являются ее ширина и тяговая способность, которыми определяется максимальная длина конвейера, его мощность, конструкции привода и натяжного устройства. При движении по роlikоопорам конвейерного става лента отклоняется от центрального положения, что приводит

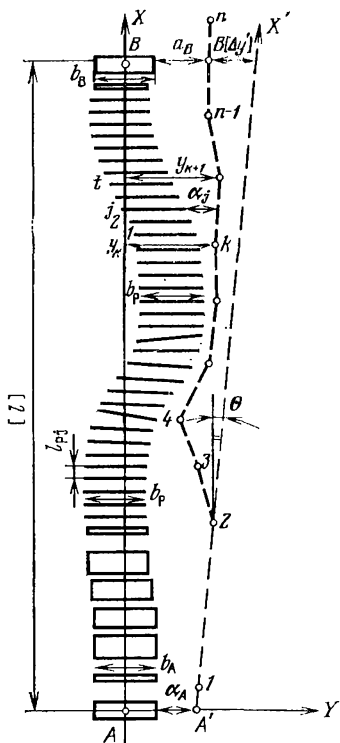


Рис. 37. Схема съемки конвейерного става

тирования.

Непрямолинейность конвейерного става в горизонтальной плоскости характеризуется отклонениями центров роlikоопор от оси транспортирования или в принятой условной системе, ординатами центров роlikоопор  $y_i$  ( $i$  — порядковый номер роlikоопоры). Местные искривления характеризуются относительными смещениями соседних роlikоопор или, что то же самое, приращениями ординат между центрами соседних роlikоопор:

$$\Delta y_i = y_{i+1} - y_i.$$

В состав маркшейдерской проверки соотношений геометрических элементов конвейера входят следующие работы: рекогносцировка и подготовительные работы; проложение полигонометрического хода; ординатная съемка става линейных секций конвейера; измерение расстояний между верхом конвейера и стенкой выработки; обработка результатов измерений; составление чертежей.

к просыпанию груза, заштыбовке става, износу бортов ленты. Около 15 % всех повреждений ленты составляет износ ее бортов из-за трения о стойки линейных секций.

Главным геометрическим элементом конвейера является ось транспортирования 2, под которой понимают линию, соединяющую центры выносного 1 и хвостового 9 барабанов.

В результате неизбежных погрешностей проведения конвейерной выработки и монтажных работ, а также вследствие деформаций и износов отдельных узлов конвейера в процессе его эксплуатации, возникают отклонения геометрических элементов. Определение этих отклонений и зазоров безопасности входит в задачу маркшейдерской проверки конвейера.

Маркшейдерские работы выполняют в условной системе координат (рис. 37), центр которой совпадает с центром выносного барабана конвейера (точка А); ось абсцисс X направлена к хвостовому барабану и совпадает с осью транспор-

При рекогносцировке проверяют оцифровку секций или роликоопор; определяют расположение и габариты погрузочных пунктов и переходных мостиков. По результатам рекогносцировки восстанавливают оцифровку стоек или заново подписывают их номера; намечают и закрепляют пункты полигонометрического хода. Нумерацию начинают от выносного барабана, считая, что в одну секцию входят две роликоопоры рабочей ветви. Пункты располагают против стыка секций с учетом габаритов погрузочных пунктов и переходных мостиков.

Расстояние между пунктами в наклонных выработках составляет 100—150 м и 150—300 м — в горизонтальных.

Углы в полигонометрическом ходе измеряют теодолитами Т2 или Т5 двумя приемами; длину сторон — рулеткой по почве или по конвейерному ставу. Допустимая относительная ошибка измерения длины — 1/1000. Во избежание грубых ошибок длину сторон для контроля вычисляют по проектной длине и числу секций конвейера.

Съемку конвейерного става выполняют с пунктов полигонометрического хода по следующей методике. Теодолит устанавливают на точке 2 (см. рис. 37) и двумя приемами измеряют угол 1—2—3. Закрепляют трубу по направлению 2—1 и приступают к съемке участка конвейерного става, прилегающего к этой стороне. Берут отсчеты по нивелирной рейке с округлением до 1 мм, установленной горизонтально к торцу выносного барабана (точка А') и далее последовательно к кронштейнам роликоопор холостой ветви. При съемке роликоопоры, расположенной против пункта 2, берут отсчеты по рейке против шнуrowого отвеса, подвешенного на крючке станového винта теодолита. Затем закрепляют трубу по направлению 2—3 и снимают роликоопоры, прилегающие к этой стороне. При этом расстояние от теодолита до съемочной точки не должно превышать 150 м. На пункте 3 измеряют угол 2—3—4 и снимают роликоопоры, начиная с последней (граничной), снятой с точки 2. При этом отсчеты по рейке при съемке граничной роликоопоры с пунктов 2 и 3 не должны отличаться более чем на 7 мм. Аналогично выполняют съемку с остальных пунктов полигонометрического хода, завершая съемкой торца хвостового барабана. При этом угловая невязка (в угл. с) дважды проложенного хода не должна превышать  $10 \sqrt{n}$  ( $n$  — число измеренных углов).

Расстояния от верха каждой четвертой линейной секции до стенки некрепленной выработки измеряют рейкой или рулеткой с округлением до 5 см, а до стенки крепленной выработки — до 1 см.

При математической обработке измерений вычисляют: координаты пунктов полигонометрического хода в условной



системе координат; отклонения центров роликоопор холостой ветви от оси транспортирования; относительные смещения центров роликоопор холостой ветви.

В условной системе координаты точек  $A$  и  $B$  имеют следующие значения:  $x_A=0$ ;  $y_A=0$ ;  $y_B=0$ ;  $x_B=[l]$ , если  $[l]$ —длина хода от  $A$  до  $B$ .

Для перехода в условную систему вводят вспомогательную ось  $X'$ , проходящую через  $A'-2$ —первую сторону полигонометрического хода.

Вычисляют во вспомогательной системе координат  $A'X'Y'$  координаты точек  $A$  и  $B$  соответственно:

$$x'_A=0; \quad y'_A=0,5'b_A+a_A; \quad x'_B=[l]; \quad y'_B=[\Delta y'] + a_B + 0,5b_B,$$

где  $b_A$  и  $b_B$ —ширина выносного и хвостового барабанов;  $a_A$  и  $a_B$ —отсчеты по рейке при съемке соответственно выносного и хвостового барабанов ( $a$  и  $b$  положительны, если ход проложен слева и отрицательны, если справа от оси  $X$ );  $[\Delta y']$ —сумма приращений ординат между точками  $A$  и  $B$ .

Угол  $\theta$  между осями условной и вспомогательной систем координат вычисляют по формуле:

$$\theta = \arctg \frac{y'_B - y'_A}{x'_B}.$$

Приняв дирекционный угол первой стороны  $A'-2$  равным  $\alpha_{A'-2}=0^\circ-\theta$  и координаты  $x_{A'}=0$ ;  $y_{A'}=0,5b_A-a$ , находят координаты пунктов хода в условной системе координат.

Отклонения центров роликоопор холостой ветви  $y_i$  от оси транспортирования вычисляют по формуле

$$y_i = a_i + 0,5b_p + y_k + \frac{y_{k+1} - y_k}{x_{k+1} - x_k} l_{pj},$$

где  $a_i$ —отсчет по рейке при съемке  $i$ -й роликоопоры холостой ветви;  $b_p$ —ширина роликоопоры ( $a_i$  и  $b_p$ —положительны при ходе съемки слева и отрицательны при ходе справа от оси  $X$ );  $x_k$  и  $x_{k+1}$ ;  $y_k$  и  $y_{k+1}$ —абсциссы и ординаты пунктов хода  $k$  и  $k+1$  в условной системе координат;  $l_{pj}$ —расстояние между соседними роликооперами холостой ветви;  $j$ —порядковый номер роликоопоры по каждой стороне.

По результатам съемки составляют чертеж фактического состояния конвейера, на котором показывают: смещения центров барабанов и роликоопор холостой ветви от оси транспортирования. Продольный масштаб 1:200—1:250, поперечный—1:1—1:5.

## Раздел IV

# АНАЛИЗ ТОЧНОСТИ МАРКШЕЙДЕРСКИХ СЪЕМОК

---

### IV.1. ТОЧНОСТЬ И МЕТОДЫ ПОСТРОЕНИЯ МАРКШЕЙДЕРСКИХ СЕТЕЙ

Маркшейдерские сети — плановые и высотные — представляют собой совокупность закрепленных на земной поверхности и в горных выработках пунктов, пространственное положение которых определяется координатами  $X$ ,  $Y$  и  $Z$  в системе прямоугольных координат. На территории экономической заинтересованности горного предприятия это пункты государственной геодезической сети и сети сгущения. На земной поверхности и в открытых горных выработках маркшейдерские плановые сети являются сетями триангуляции, полигонометрии, трилатерации, а в подземных выработках — преимущественно полигонометрическими. Пункты маркшейдерских высотных сетей, как правило, совпадают с пунктами плановых сетей. Их высоты определяются геометрическим или тригонометрическим нивелированием. В редких случаях строят пространственные сети, в которых все три координаты пунктов определяются совместно из результатов одних и тех же измерений, например наклонных расстояний.

Значительная часть маркшейдерских сетей создается в горных выработках, что отражается на конструкциях, методах измерения используемых при этом приборов. Несмотря на принципиальную общность с геодезическими, маркшейдерские сети существенно отличаются от них формой, технологией построения и обработки результатов измерений, их использованием при решении задач горного производства.

К особенностям построения маркшейдерских сетей по сравнению с геодезическими следует отнести:

значительно меньший выбор формы сетей (как правило, форма маркшейдерских сетей, особенно подземных, зависит от расположения, размеров и конфигурации горных выработок);

изменение формы и состояния сети в течение всего времени разработки месторождения, обусловленные непрерывным продвижением фронта горных работ;

менее благоприятные условия производства угловых и линейных измерений: стесненность, слабая освещенность, запыленность атмосферы, обводненность, воздействие вентиляцион-

ной струи, помехи вследствие работающего транспорта и механизмов;

наличие небольшого числа исходных данных (часто только необходимые величины);

выполнение особого вида работ — соединительных съемок, увязывающих в единую систему координат планово-высотные сети на поверхности и в горных выработках, а также сети различных горизонтов между собой;

влияние геомеханических процессов, создающих на поверхности и в горных выработках неустойчивые зоны, в которых нарушается стабильность пунктов сетей.

Указанные особенности характерны для маркшейдерских сетей, развиваемых как на поверхности, так и в подземных выработках.

Из-за ограниченной свободы выбора форма сетей бывает не всегда оптимальна по накоплению ошибок. Часто в сетях отсутствуют дополнительные связи, обеспечивающие контроль измерений и повышение точности положения пунктов, наблюдаются значительные колебания погрешностей угловых и линейных измерений, вызванные вынужденным чередованием коротких и длинных сторон, наличием наклонных участков сети и неблагоприятными условиями производства измерений.

Вследствие непрерывного продвижения фронта горных работ отдельные участки сетей утрачивают свое функциональное значение, часть пунктов уничтожается. Вместе с тем, появляются новые участки с новыми связями, при обработке результатов измерений это создает определенные трудности.

Для поддержания сетей в удовлетворительном состоянии периодически осуществляется их реконструкция и переуравнение.

Вследствие малого числа избыточных исходных данных значительно возрастают ошибки определения положения пунктов и дирекционных углов по мере их удаления от исходных. Для повышения точности подземных сетей по возможности устанавливаются дополнительные связи с сетями на поверхности — в основном примыканием к отвесам, опускаемым с поверхности через вертикальные выработки. Значительному повышению точности сетей способствует также построение гиросторон, на которых гироскопическим ориентированием независимо определены дирекционные углы.

При смещении пунктов в неустойчивых зонах строят локальные сети с помощью гироскопического ориентирования. Центрирование таких сетей осуществляют не менее чем по двум сохранившимся пунктам старой сети или примыканием к отвесам, опущенным с поверхности.

По назначению маркшейдерские сети делятся на опорные

и съ емочны е. Для выполнения специальных задач горного производства строят сети повышенной точности.

Маркшейдерские сети предназначаются для составления горной графической документации и решения различных производственных задач. К таким задачам в первую очередь следует отнести: определение положения горных выработок вблизи опасных зон, задание направлений горным выработкам, проводимым встречными забоями, вынос в натуру осей наклонных и вертикальных выработок с выходом в район существующих горных работ.

При создании маркшейдерских сетей и их дальнейшем использовании должны быть известны погрешности определения отдельных элементов сетей: пунктов, дирекционных углов, расстояний. Для этого выполняют анализ точности проектируемых или созданных сетей.

#### **IV.1.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ АНАЛИЗА ТОЧНОСТИ МАРКШЕЙДЕРСКИХ СЕТЕЙ**

Анализ точности выполняют на различных стадиях построения и использования маркшейдерских сетей, а именно:

при проектировании сетей с целью выбора приборов и методов измерений;

при создании сетей или их отдельных участков для контроля качества проведенных измерений;

в процессе эксплуатации построенных сетей для решения вопросов о возможности их использования при выполнении инженерных работ с заданной точностью.

На стадии проектирования маркшейдерских сетей осуществляется предварительный анализ точности, на основе которого оценивается правильность выбора приборов и методов для построения сетей. Часто такой анализ выполняется одновременно с обоснованием точности маркшейдерских работ по обеспечению проведения горных выработок встречными забоями. Контролируемым параметром в этом случае является вектор смещения (несмыкания) осей встречных выработок после их прохождения. Фактическое значение этого параметра не должно превышать некоторого предельного, заданного заранее из производственной целесообразности. Численное значение такой предельной величины принято называть предельной допустимой ошибкой  $M_d$ .

Выбор приборов и методов измерений считается оптимальным, если выполняется неравенство

$$M_d \geq kM_{ср}, \quad (IV.1.1)$$

где  $k$  — коэффициент нормального распределения, зависящий от доверительной вероятности  $p_0$ ;  $M_{ср}$  — ожидаемая средняя

ошибка<sup>1</sup> контролируемого параметра сети с заданной предельной допустимой ошибкой  $M_d$ .

Значение средней ошибки  $M_{ср}$  определяется известными из теории математической обработки измерений способами, основанными на использовании формулы средней погрешности некоторой функции  $F=F(l_1, l_2, \dots, l_n)$  независимых аргументов  $l_i$ , точность каждого из которых характеризуется средней погрешностью  $m_i$ . В общем виде формула погрешности функции имеет вид

$$M_F^2 = f_1^2 m_1^2 + f_2^2 m_2^2 + \dots + f_n^2 m_n^2, \quad (IV.1.2)$$

где  $f_i$  — частные производные от функции  $F$  по аргументам  $l_i$ .

В свою очередь средние погрешности  $m_i$  зависят от точности выбранных приборов и методов измерений.

Критерий (IV.1.1) математической статистики связан с анализом статистических ошибок второго рода, при наличии которых ошибочная гипотеза может быть воспринята как верная. Например, в случае проведения выработок встречающимися забоями это может привести к фактическому расхождению осей этих выработок, превышающему установленный допуск  $M_d$ , со всеми вытекающими из этого последствиями. При выборе коэффициента  $k$  следует иметь в виду, что его преувеличенное значение приведет к необходимости повышения точности измерений, главным образом за счет применения более сложных приборов и трудоемких методов, а преуменьшенное — к повышению степени риска. В маркшейдерской практике при предварительном анализе точности проектируемых сетей обычно принимают  $k=3$ , что соответствует доверительной вероятности  $p_0=0,9972$ . При таком значении коэффициента вероятность фактического несоблюдения критерия (IV.1.1) оценивается одним случаем из 350 испытаний. Для особо ответственных работ устанавливают  $k=4$ , что соответствует доверительной вероятности  $p_0=0,99994$  или степени риска — один неблагоприятный случай из 15 тысяч испытаний.

*Контроль качества выполненных измерений* осуществляется путем анализа невязок, полученных по результатам измерений. При этом проверяется гипотеза отсутствия в измерениях грубых промахов. Эта гипотеза принимается, если соблюдается критерий

$$M_{\Phi} \leq k M_{ср}, \quad (IV.1.3)$$

где  $M_{\Phi}$  — фактическое значение оцениваемой невязки, полученное по результатам измерений;  $k$  — так же, как в критерии (IV.1.1), коэффициент нормального распределения, зависящий

<sup>1</sup> Здесь и далее под средней ошибкой будем понимать среднюю квадратическую ошибку.

от принятой доверительной вероятности  $p_0$ ;  $M_{\text{ср}}$  — ожидаемое среднее квадратическое значение оцениваемой невязки, вычисленное по формуле (IV.1.2) с использованием средних погрешностей  $m_i$ , характеризующих точность выполненных измерений.

Обычно в качестве погрешностей  $m_i$  принимают нормативные значения погрешностей измерений, соответствующие классу точности создаваемой сети.

В математической статистике применение критерия (IV.1.3) сопровождается появлением статистических ошибок первого рода, при наличии которых может быть отвергнута верная гипотеза. При контроле качества измерений с использованием этого критерия в ряде случаев может быть сделан вывод о необходимости повторения правильно выполненных без грубых погрешностей измерений, участвующих в образовании невязки  $M_{\Phi}$ . Для уменьшения числа таких случаев можно увеличивать коэффициент  $k$ . Однако при этом будет уменьшаться чувствительность критерия (IV.1.3) к грубым промахам. В маркшейдерской практике принимают коэффициент  $k=2$ , что соответствует доверительной вероятности  $p_0=0,954$ . Следовательно, одновременно с невязками, содержащими грубые промахи, может быть забраковано до 5% невязок, сформированных правильно выполненными измерениями. В геодезической практике иногда принимают  $k=2,5$ , что соответствует доверительной вероятности  $p_0=0,988$ . В этом случае бракуется только около 1% невязок, полученных с использованием правильно выполненных измерений, но несколько повышается риск наличия грубых промахов.

Простейшим, наиболее удобным и распространенным видом контроля является выполнение каждого измерения по меньшей мере дважды. В этом случае фактическая невязка  $M_{\Phi}$  вычисляется по формуле  $M_{\Phi}=l'-l''$ , где  $l'$  и  $l''$  — значения двух измерений одной и той же величины.

По формуле (IV.1.2) для этого случая найдем

$$M_{\Phi} = m_i \sqrt{2},$$

где  $m_i$  — средняя погрешность одного измерения. Таким образом, (IV.1.3) при  $k=2$  будет иметь вид

$$M_{\Phi} \leq 2m_i \sqrt{2} \approx 3m_i.$$

Итак, в качестве допустимого значения разности двух любых измерений некоторой величины следует принимать утроенную среднюю погрешность одного измерения.

При решении вопроса о возможности использования существующей сети для выполнения инженерных работ с заданной точностью также применяют критерий (IV.1.1), с теми же значениями коэффициента  $k$ . Однако в этом случае значение  $M_{\text{ср}}$  должно определяться с учетом того, что сеть уравнивается. Для

этого контролируемый параметр выражают через уравненные элементы сети и по известным формулам оценки точности функции уравненных величин получают значение  $M_{\text{ср}}$ . Строго эту задачу целесообразно решать на универсальных ЭВМ по специально разработанным программам. При вычислениях на микрокалькуляторах применяют приближенные способы определения  $M_{\text{ср}}$ .

Если в результате анализа точности существующей сети критерий (IV.1.1) не выполняется, создают сеть повышенной точности, предназначенную для решения данной задачи.

#### **IV.1.2. ОЦЕНКА ТОЧНОСТИ ПОЛОЖЕНИЯ ПУНКТОВ ПЛАНОВОЙ СЕТИ**

В маркшейдерской практике встречаются задачи, при решении которых важное значение имеют ошибки определения положения пунктов плановой сети. К таким задачам в первую очередь относятся задачи маркшейдерского обеспечения выноса в натуру параметров горных выработок с заданной точностью, особенно при проведении выработок встречными забоями или с выводом их в заранее намеченное место. Знание ошибок определения положения пунктов сети необходимо для надежного решения вопросов безопасности выполнения горных работ, например, позволяя заблаговременно принимать необходимые меры при подходе к опасным зонам: барьерным целикам, геологическим нарушениям, зонам повышенного горного давления, ранее пройденным скважинам, прежним горным выработкам и т. д.

В зависимости от характера решаемых задач оценивают либо точность положения определяемых пунктов плановой сети относительно исходных, принимаемых за безошибочные, либо точность взаимного положения двух определяемых пунктов.

В соответствии с требованиями Инструкции по производству маркшейдерских работ [3] средняя квадратическая ошибка положения любого пункта подземной опорной сети относительно пунктов государственной геодезической сети на земной поверхности или исходного пункта подземной сети не должна превышать 0,4 мм на плане. При этом имеются в виду исходные планы, построенные по результатам измерений. Для наиболее распространенных масштабов исходных планов 1 : 1000 и 1 : 2000 действительная средняя квадратическая ошибка положения любого пункта подземной сети должна быть не более соответственно 0,4 и 0,8 м.

Применяются различные способы оценок точности. Так, точность положения определяемых пунктов относительно исходных может характеризоваться:

- 1) средними ошибками по осям координат  $M_x$  и  $M_y$ ;

2) средней обобщенной ошибкой, вычисляемой по формуле

$$M = \sqrt{M_x^2 + M_y^2};$$

3) средним эллипсом ошибок;

4) корреляционной матрицей;

5) средней ошибкой  $M_n$  по заданному направлению.

Параметры всех перечисленных оценок точности взаимосвязаны. При их определении используют элементы корреляционной матрицы, которая для некоторого оцениваемого пункта  $P$  имеет вид

$$K_P = \begin{vmatrix} K_{xx} & K_{xy} \\ K_{xy} & K_{yy} \end{vmatrix} = \mu^2 \begin{vmatrix} Q_{xx} & Q_{xy} \\ Q_{xy} & Q_{yy} \end{vmatrix}, \quad (\text{IV.1.4})$$

где  $\mu$  — средняя квадратическая погрешность единицы веса;  $Q_{ij}$  — весовые коэффициенты оцениваемого пункта, являющиеся элементами весовой матрицы, получаемой в результате уравнивания.

Средние ошибки по осям координат вычисляются по формулам

$$M_x = \sqrt{K_{xx}} = \mu \sqrt{Q_{xx}}; \quad M_y = \sqrt{K_{yy}} = \mu \sqrt{Q_{yy}}.$$

Для неуровненной сети эти ошибки можно получить по формуле (IV.1.2), если в качестве функции  $F$  принять абсциссу и ординаты оцениваемого пункта и выразить их через измеренные величины.

Параметры среднего эллипса ошибок пункта получают из выражений

$$\operatorname{tg} 2\theta = \frac{2K_{xy}}{K_{xx} - K_{yy}}; \quad q = \sqrt{(K_{xx} - K_{yy})^2 + 4K_{xy}^2}; \quad (\text{IV.1.5})$$

$$A = \sqrt{0,5(K_{xx} + K_{yy} + q)}; \quad B = \sqrt{0,5(K_{xx} + K_{yy} - q)},$$

где  $\theta$  — дирекционный угол большой оси эллипса ошибок;  $A$  и  $B$  — соответственно большая и малая полуоси эллипса.

Средняя ошибка (смещение) пункта  $M_n$  по заданному направлению может быть найдена по одной из формул:

$$M_n = \sqrt{A^2 \cos^2 \varphi + B^2 \sin^2 \varphi}; \quad (\text{IV.1.6})$$

$$M_n = \sqrt{K_{xx} \cos^2 \alpha + K_{yy} \sin^2 \alpha + K_{xy} \sin 2\alpha}, \quad (\text{IV.1.7})$$

где  $\varphi$  — угол между большой осью эллипса ошибок и данным направлением;  $\alpha$  — дирекционный угол этого направления. Существует связь между средними ошибками  $M_x$ ,  $M_y$ ,  $M$ ,  $M_n$  и параметрами эллипса ошибок (рис. 38).

Из перечисленных выше оценок точности положения пункта наибольшее распространение в маркшейдерской практике получили средние ошибки групп 1, 2, 5. Эллипс погрешностей и корреляционная матрица наиболее полно и строго характери-



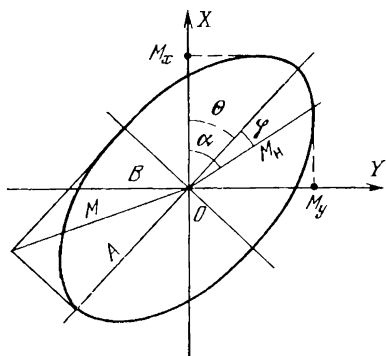


Рис. 38. Эллипс ошибок

характеризуется средними ошибками дирекционного угла и расстояниями между ними. Однако наиболее полно точность оценивается эллипсом ошибок или корреляционной матрицей взаимного положения двух пунктов. Используя последнюю, можно оценить точность любых функций, получаемых по координатам этих пунктов.

#### IV.1.3. ТОЧНОСТЬ УГЛОВЫХ И ЛИНЕЙНЫХ ИЗМЕРЕНИЙ В ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Из теории погрешностей известно, что точность любого измерения зависит от следующих факторов:

- точностных характеристик измерительных средств;
- методов измерений;
- влияния внешних условий;
- состояния измеряемого объекта;
- профессионального уровня и физиологических особенностей исполнителя.

При производстве маркшейдерских съемок горных выработок в основном измеряют горизонтальные, вертикальные и дирекционные углы, расстояния и превышения между парами точек. Специфические условия производства измерений в подземных выработках отражаются на точности получаемых величин. Менее благоприятные чем на поверхности условия измерений при «равных» методах и применяемых приборах приводят к большим погрешностям результатов, к неравноточности измерений однородных величин.

**Погрешность измерения горизонтальных и вертикальных углов.** Общую погрешность измерения горизонтального угла составляют следующие ошибки:

приборные—неточность делений лимба, влияние эксцентриситета алидады и наклон оси вращения трубы, коллимационной ошибки, колебания осей вращения теодолита и трубы и т. п.;

зуют точность положения пункта, но их получение связано со сложными вычислениями. Поэтому такими оценками обычно пользуются при математической обработке сетей на программируемых ЭВМ.

В дальнейшем основное внимание будет уделяться анализу точности сетей с использованием ошибок групп 1, 2 и 5.

Точность взаимного положения двух определяемых пунктов сети чаще всего ха-

возникающие из-за неточного центрирования теодолита и визирных целей;

вызванные невертикальностью оси вращения теодолита;

обусловленные неточным визированием;

вызванные влиянием внешних условий.

*Приборные ошибки* подробно рассматриваются в курсе «Маркшейдерско-геодезические приборы», где изложены методы их полного или частичного исключения. Так, влияние эксцентриситета алидады, коллимационной ошибки и ошибки, вызванной наклоном оси вращения трубы, устраняется, если горизонтальный угол измеряется при двух положениях трубы. При одном положении трубы коллимационная ошибка  $c$  исказит горизонтальный угол на величину

$$\Delta\beta = c \left( \frac{1}{\cos \delta_1} - \frac{1}{\cos \delta_2} \right), \quad (\text{IV.1.8})$$

где  $\delta_1$  и  $\delta_2$  — углы наклона визирной оси теодолита.

Если одна сторона горизонтальна, а другая имеет большой наклон, величина  $\Delta\beta$  может быть значительной. Поэтому при измерениях в наклонных и крутопадающих выработках величина угла, полученная при одном положении трубы, не может служить надежным контролем измерения углов способом повторений.

По этой же причине, а также из-за изменения величины коллимационной ошибки при перефокусировках зрительной трубы на неодинаково удаленные цели нельзя надежно контролировать измерение углов способом приемов по значениям двойной коллимационной ошибки.

*Влияние ошибок центрирования теодолита и визирных целей.* При наличии коротких сторон, что характерно для подземных плановых сетей, влияние ошибок центрирования на точность измерения горизонтальных углов становится доминирующим. Из-за ошибок центрирования теодолита и визирных целей вместо угла  $\beta$  (рис. 39), образованного сторонами между точками сети  $T$ ,  $A$  и  $B$ , измеряется фиктивный угол  $\beta'$  (точки  $T'$ ,  $A'$  и  $B'$  смещены на величины  $\varepsilon_T$ ,  $\varepsilon_A$  и  $\varepsilon_B$ ). Разность  $\beta - \beta'$  является случайной погрешностью измерения угла, вызванную этими смещениями.

Средняя погрешность измерения угла, обусловленная средней ошибкой центрирования теодолита  $\varepsilon_T$  и средними смещениями сигналов  $\varepsilon_A$  и  $\varepsilon_B$ , выражается следующей формулой, подробный вывод которой приведен, например, в работе [7]:

$$m_{\alpha} = \frac{\rho}{\sqrt{2}} \sqrt{\frac{\varepsilon_A^2}{a^2} + \frac{\varepsilon_B^2}{b^2} + \frac{\varepsilon_T^2}{a^2 b^2} (a^2 + b^2 - 2ab \cos \beta)}, \quad (\text{IV.1.9})$$

где  $a$  и  $b$  — длины сторон измеряемого угла  $\beta$ .

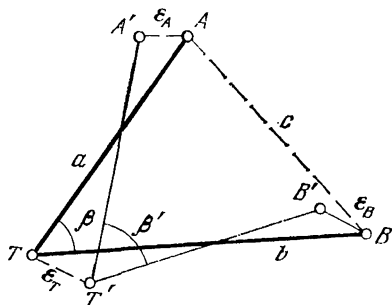


Рис. 39. Схема влияния ошибок центрирования теодолита и сигналов

При  $\beta = 0^\circ$  расстояние  $c = a - b$ , следовательно, погрешность  $m_{\text{цт}}$  минимальна; при  $a = b$  эта погрешность равна нулю; при  $\beta = 180^\circ$  расстояние  $c = a + b$  и погрешность  $m_{\text{цт}}$  достигает максимального значения. Если при этом  $a = b$ , то

$$m_{\text{цт}} = \rho \frac{\varepsilon_T}{\sqrt{2}} \frac{c}{ab}.$$

При  $\beta = 0^\circ$  расстояние  $c = a - b$ , следовательно, погрешность  $m_{\text{цт}}$  минимальна; при  $a = b$  эта погрешность равна нулю; при  $\beta = 180^\circ$  расстояние  $c = a + b$  и погрешность  $m_{\text{цт}}$  достигает максимального значения. Если при этом  $a = b$ , то

$$m_{\text{цт}} = \rho \frac{\varepsilon_T \sqrt{2}}{a}.$$

Проведенный анализ позволяет сделать следующие выводы.

1. Влияние внецентренности сигналов на погрешность измерения горизонтального угла уменьшается с увеличением длин сторон  $a$  и  $b$  и не зависит от измеряемого угла.

2. Влияние внецентренности теодолита на погрешность измерения горизонтального угла в общем случае уменьшается с увеличением длин сторон  $a$  и  $b$  и увеличивается с увеличением угла  $\beta$  (максимальное значение при  $\beta = 180^\circ$ ). В частном случае при  $\beta = 0^\circ$  и  $a = b$  влияние внецентренности теодолита отсутствует.

Таким образом, для уменьшения погрешности измерения угла, зависящей от ошибок центрирования теодолита и смещений визирных целей, необходимо, во-первых, стороны угла делать по возможности большими и, во-вторых, уменьшать значения линейных ошибок  $\varepsilon_A$ ,  $\varepsilon_B$  и  $\varepsilon_T$ .

Таким образом, при применении шнуровых отвесов следует принимать меры по уменьшению воздействия на них воздушной

В этой формуле первый и второй члены подкоренного выражения определяют смещения визирных целей. Можно заметить, что влияние этих смещений обратно пропорционально расстоянию от теодолита до сигнала. Третий член подкоренного выражения формулы (IV.1.9) обусловлен влиянием ошибки центрирования теодолита, и его значение зависит от расстояний  $a$  и  $b$  и угла  $\beta$ . Рассмотрим это сла-

гаемое, предварительно отметив, что  $\sqrt{a^2 + b^2 - 2ab \cos \beta} = c$

( $c$  — расстояние между сигналами  $A$  и  $B$ ). Тогда погрешность  $m_{\text{цт}}$ , вызванную только внецентренностью теодолита, можно представить в виде

$$m_{\text{цт}} = \rho \frac{\varepsilon_T}{\sqrt{2}} \frac{c}{ab}.$$

При  $\beta = 0^\circ$  расстояние  $c = a - b$ , следовательно, погрешность  $m_{\text{цт}}$  минимальна; при  $a = b$  эта погрешность равна нулю; при  $\beta = 180^\circ$  расстояние  $c = a + b$  и погрешность  $m_{\text{цт}}$  достигает максимального значения. Если при этом  $a = b$ , то

$$m_{\text{цт}} = \rho \frac{\varepsilon_T \sqrt{2}}{a}.$$

Проведенный анализ позволяет сделать следующие выводы.

1. Влияние внецентренности сигналов на погрешность измерения горизонтального угла уменьшается с увеличением длин сторон  $a$  и  $b$  и не зависит от измеряемого угла.

2. Влияние внецентренности теодолита на погрешность измерения горизонтального угла в общем случае уменьшается с увеличением длин сторон  $a$  и  $b$  и увеличивается с увеличением угла  $\beta$  (максимальное значение при  $\beta = 180^\circ$ ). В частном случае при  $\beta = 0^\circ$  и  $a = b$  влияние внецентренности теодолита отсутствует.

Таким образом, для уменьшения погрешности измерения угла, зависящей от ошибок центрирования теодолита и смещений визирных целей, необходимо, во-первых, стороны угла делать по возможности большими и, во-вторых, уменьшать значения линейных ошибок  $\varepsilon_A$ ,  $\varepsilon_B$  и  $\varepsilon_T$ .

Таким образом, при применении шнуровых отвесов следует принимать меры по уменьшению воздействия на них воздушной

струи, для чего при центрировании теодолита необходимо создавать ограждение отвеса, а визирование осуществлять по возможности ближе к месту схода шнура отвеса с центра маркшейдерского пункта. При соблюдении этих условий  $\epsilon_T$  составляет 1—1,5 мм, а  $\epsilon_A$  равна  $\epsilon_B$ , их величина изменяется в пределах от 0,7 до 1,0 мм.

Вычислим  $m_{\text{ц}}$  по формуле (IV.1.9) для  $\beta = 180^\circ$ ,  $\epsilon_T = 1,2$  мм,  $\epsilon_A = \epsilon_B = 0,8$  мм:

Длина стороны ( $a=b$ )	
10 м . . . . .	30"
15 м . . . . .	20
20 м . . . . .	15
40 м . . . . .	7
60 м . . . . .	5

Для подземных маркшейдерских опорных сетей [3] общая средняя погрешность измерения угла не должна превышать 20". Следовательно, применение шнуровых отвесов при длине сторон менее 20 м вызывает появление погрешностей измерения углов, превышающих допустимые. Поэтому выбор методов центрирования теодолита и сигналов осуществляют в зависимости от длины сторон. Так, с помощью приборов автоматического центрирования (трехштативная система) центрируют теодолит и сигналы при длине стороны 5—10 м; для сторон длиной 10—20 м применяют оптическое или двухкратное центрирование с отвесом, с измерением угла после каждого центрирования; в случае сторон, длина которых более 20 м, достаточно однократное центрирование.

*Влияние невертикальности оси вращения теодолита.* Угол, измеренный при невертикальной установке оси вращения теодолита, будет искажен на величину

$$m_i = i (\sin u \operatorname{tg} \delta_1 - \sin (u + \beta) \operatorname{tg} \delta_2), \quad (\text{IV.1.10})$$

где  $i$  — отклонение оси вращения теодолита от вертикали;  $u$  — угол между направлением наклона оси теодолита и направлением на передний сигнал;  $\delta_1$  и  $\delta_2$  — углы наклона визирной оси теодолита на передний и задний сигналы.

Из анализа формулы (IV.1.10) следует:

при измерении углов в горизонтальных выработках влияние невертикальности оси теодолита на точность измерения угла несущественно;

влияние наклона оси теодолита на точность измерения горизонтальных углов резко возрастает при углах наклона более  $45^\circ$ ;

при любых углах наклона это влияние исключается, если  $\delta_1 = -\delta_2$  и  $\beta = 180^\circ$ ;

наиболее неблагоприятным является случай, когда одна сторона горизонтальна, а другая наклонна.

Для уменьшения этого влияния при измерении углов

в наклонных выработках установку оси вращения теодолита в вертикальное положение по уровню следует производить вращением прибора в одну сторону (например, по часовой стрелке). При измерении угла прибор следует вращать в ту же сторону. Целесообразно измерять угол двумя приемами или повторениями, устанавливая по уровню ось вращения теодолита независимо перед каждым приемом. Допустимые расхождения между значениями, полученными в отдельных приемах (повторениях) определяются в зависимости от угла наклона хотя бы одной стороны:

угол наклона стороны	
31—45° . . . . .	45"
41—60° . . . . .	60
61—70° . . . . .	90
71—75° . . . . .	120

*Влияние ошибок визирования и отсчитывания при измерении углов способами приемов и повторений.* При измерении угла приемом производится по два наведения на передний и задний сигналы. При каждом наведении берут отсчет по лимбу. Таким образом, одно измеренное направление содержит среднюю погрешность

$$m_n^2 = m_b^2 + m_o^2,$$

где  $m_b$  — средняя ошибка одного визирования;  $m_o$  — средняя ошибка одного отсчитывания.

Угол вычисляют по измеренным направлениям по формуле

$$\beta = \frac{N'_B + N''_B}{2} - \frac{N'_A + N''_A}{2} = \frac{N'_B + N''_B - N'_A - N''_A}{2},$$

где  $N'_A$ ,  $N''_A$ ,  $N'_B$  и  $N''_B$  — направления, измеренные при двух положениях трубы на сигналы  $A$  и  $B$ .

По формуле (IV.1.2) сначала получим

$$\dot{f}_i = \frac{\partial \beta}{\partial N_i} = \pm \frac{1}{2},$$

а затем среднюю погрешность измерения угла

$$m^2 = \frac{1}{4} (m_n^2 + m_n^2 + m_n^2 + m_n^2) = m_n^2.$$

Отсюда для одного приема окончательно будем иметь

$$m = \sqrt{m_b^2 + m_o^2},$$

а для  $n$  приемов

$$m = \sqrt{\frac{m_b^2}{n} + \frac{m_o^2}{n}}. \quad (\text{IV.1.11})$$

При измерении угла  $n$  повторениями производится столько же визирований, сколько при измерении способом приемов, но отсчитываний — только два (в начале —  $O_1$  и в конце —  $O_2$ ).

Угол  $\beta$  вычисляются по формуле

$$\beta = \frac{O_2 - O_1}{2n}.$$

Следовательно, погрешность угла, зависящая от ошибок отсчитывания, равна

$$m_{\beta_0} = \frac{m_0}{n\sqrt{2}}.$$

В соответствии с вышеизложенным найдем среднюю погрешность измерения угла  $n$  повторениями в зависимости от ошибок визирования и отсчитывания:

$$m = \pm \sqrt{m_{\beta_B}^2 + m_{\beta_0}^2} = \pm \sqrt{\frac{m_B^2}{n} + \frac{m_0^2}{2n^2}}. \quad (\text{IV.1.12})$$

Из сравнения формул (IV.1.11) и (IV.1.12) видно, что погрешность угла, зависящая от ошибок визирования, одинакова для обоих способов, а от ошибок отсчитывания — в способе повторений в  $\sqrt{2n}$  раз меньше чем в способе приемов. Поэтому способ повторений предпочтительнее при применении теодолитов низкой точности.

В подземных условиях превалирующей является погрешность измерения углов, вызванная неточностью центрирования теодолита и сигналов. Точность измерения углов способами повторений и приемов практически одинакова. Иными словами, нет никаких принципиальных различий (по точности) между тем или иным способом измерения углов. Выбор способа измерений осуществляется, исходя из наличия приборов, привычек исполнителя, традиций. В любом случае способ приемов удобнее при угловых измерениях на точках, при которых известны более двух направлений.

Ошибка визирования  $m_B$  (в угл. с) может быть определена по одной из формул

$$m_B = d/12 \text{ или } m_B = 60''/V,$$

где  $d$  — угловое расстояние между нитями биссектора, угл. с;  $V$  — увеличение зрительной трубы теодолита.

Величина ошибки отсчитывания зависит от типа отсчетных приспособлений. При отсчитывании по двум верньерам с последующим их усреднением она будет равна

$$m_0 = \frac{t}{2\sqrt{6}} \approx \frac{t}{5},$$

где  $t$  — цена деления верньера, угл. с. При  $t=30''$  получим  $m_0 = \pm 6''$ .

Для шкаловых отсчетных приспособлений ошибку отсчитывания можно вычислить по формуле средней ошибки округления:

$$m_0 = a/\sqrt{3},$$

где  $a$  — предельная погрешность оценки «на глаз» долей минимального деления шкалы.

В оптических теодолитах Т30М и Т5 минимальное деление шкалы соответствует  $60''$ . Однако в теодолитах Т30М отсчет уверенно можно взять с точностью до  $1/3$  деления шкалы, что дает  $a=20''$  и  $m_0 = \pm 12''$ . В теодолите Т5 отсчет берут до  $0,1$  деления шкалы. При этом  $a=6''$  и  $m_0 = \pm 3,5''$ . Для оптического теодолита Т2 точность отсчитывания определяется точностью совмещения противоположных штрихов делений лимба, что обуславливает точность в пределах  $1-2''$ .

Среднюю квадратическую погрешность измерения горизонтального угла находят по формуле

$$m_p = \sqrt{m_{\text{ц}}^2 + m_i^2 + m^2 + m_{\text{н}}^2 + m_{\text{с}}^2}, \quad (\text{IV.1.13})$$

в которой дополнительно к рассмотренным выше погрешностям учтены:  $m_{\text{ц}}$  — средняя ошибка влияния неисключенных приборных ошибок;  $m_{\text{с}}$  — средняя ошибка измерения угла, зависящая от влияния внешних условий.

При угловых измерениях технической точности современными теодолитами ошибками  $m_{\text{п}}$  и  $m_{\text{с}}$  можно пренебречь ввиду их малости по сравнению с другими. Поэтому практически для предварительных расчетов среднюю ошибку измерения углов определяют по формуле (IV.1.13) с учетом первых двух членов, а при измерениях в наклонных выработках также и третьего.

Значение  $m_p$  с учетом специфики производства угловых измерений в условиях конкретного горного предприятия может быть определено с использованием угловых невязок  $f_{\beta i}$  большого числа  $N$  (более 20) независимых, аналогично проложенных теодолитных ходов по формуле

$$m_p = \sqrt{\left[ \frac{f_{\beta i}^2}{n_i} \right] / N}, \quad (\text{IV.1.14})$$

где  $n_i$  — число измеренных углов, формирующих невязку  $f_{\beta i}$ .

На основе анализа большого объема производственного материала установлено, что средняя погрешность измерения горизонтального угла в подземных условиях одним приемом или повторением равна примерно  $20''$ . Отметим, что при угловых

измерениях технической точности общая погрешность определяется в основном случайными составляющими.

*Погрешность измерения вертикального угла.* По аналогии с предыдущими можно получить формулу, характеризующую среднюю погрешность измерения вертикального угла одним приемом (усредненного значения, полученного по измерениям при двух положениях трубы):

$$m_{\delta} = \pm \sqrt{\frac{1}{2}(m_{\text{в}}^2 + m_{\text{о}}^2 + m_{\text{у}}^2)}, \quad (\text{IV.1.15})$$

где кроме принятых выше обозначений  $m_{\text{у}}$  — ошибка неточности приведения линии нулей вертикального круга в горизонтальное положение. Для цилиндрического уровня принимают  $m_{\text{у}} \approx 0,2 \tau$ , а для контактного —  $m_{\text{у}} \approx 0,1 \tau$ , где  $\tau$  — цена деления уровня. Точность автоматического компенсатора дается в паспорте прибора.

В горных выработках вертикальные углы обычно измеряют с погрешностью  $m_{\delta}$ , равной 15—20".

**Погрешность определения дирекционного угла гироскопическими приборами.** Маркшейдерские гироскопические приборы — сложные устройства с множеством взаимосвязанных оптических и механических осей. Нарушение этих связей приводит к погрешностям определения дирекционных углов гироскопических ориентирования. Кроме обычных для угломерных геодезических приборов ошибок, таких как ошибки отсчитывания, визирования, центрирования, на точность определения дирекционного угла влияют специфические ошибки, источниками основных из которых являются:

трение в подшипниках гироскопа;

внешние силы, возникающие в системе подвеса;

неточность балансировки гироскопа и колебания его оси вращения;

неточность центрирования чувствительного элемента (ЧЭ);

температурные изменения в процессе работы, приводящие к нарушению оптико-механических связей;

нестабильность режима электропитания;

воздействие магнитных полей;

изменение взаимного соотношения оптико-механических осей во времени, неизбежных при транспортировке, ремонтных и юстировочных работах.

Последнее обстоятельство является принципиально важным, существенно влияющим на методику гироскопических измерений, поскольку необходимо тщательно следить за изменением приборной поправки путем периодического эталонирования прибора на стороне сети с известным дирекционным углом.

Суммарное воздействие на точность гироскопического ориентирования перечисленных факторов ввиду их сложной взаимо-



зависимости не поддается строгому математическому описанию. Поэтому, как и в случае со светодальномерами, прибегают к эмпирическому определению общей средней погрешности гироскопического ориентирования. Так, многочисленными исследованиями, проведенными разными авторами, установлено, что точность гироскопического ориентирования наиболее распространенным маркшейдерским гирокомпасом МВТ2 (МВТ4) в зависимости от конкретного прибора меняется в пределах от 10 до 25". Для предварительного анализа плановых сетей средняя погрешность гироскопического ориентирования можно принять равной  $m_{\alpha} = 20''$ .

Экспериментальными работами установлено, что точность нового малогабаритного маркшейдерского гироприбора — гиробуссоли МВБ4 — характеризуется средней погрешностью  $m_{\alpha} = 45''$ .

Следует иметь в виду, что если при определении дирекционных углов нескольких гиросторон одним прибором в них введена одна и та же поправка гирокомпаса, то величины этих углов зависимы, а действие погрешностей приобретает систематический характер. Это следует учитывать при уравнивании и оценке точности сетей с гиросторонами, особенно повышенной точности.

**Погрешность измерения сторон подземных полигонов.** Чаще всего линейные измерения в подземных ходах выполняют стальными рулетками. Однако в ряде случаев, особенно при создании сетей повышенной точности, для этих целей используются светодальномеры. Рассмотрим погрешности измерения сторон ходов обоими способами.

Основными источниками погрешностей измерений рулетками длин сторон подземных полигонов являются:

- неточность компарирования рулетки;
- несовпадение силы натяжения рулетки при компарировании и измерениях;
- отличие фактического провеса полотна рулетки от значения, принимаемого при вычислении поправки за провес;
- неточность определения температуры;
- отклонение рулетки от измеряемой линии;
- погрешность измерения угла наклона линии;
- ошибки отсчитывания;
- влияние внешних условий измерений.

Перечисленные источники могут быть причиной случайных и систематических погрешностей измерения длины.

*Неточность компарирования* является систематической погрешностью. После введения поправки за компарирование полученное значение длины будет отличаться от действительного на величину погрешности компарирования  $\epsilon_k$ . Если рулетку укладывают  $n$  раз, то общая погрешность компарирования, бу-

дет равна  $n_{\text{ек}}$ . Относительная погрешность компарирования рулетки не должна превышать  $1/15\,000$  ее длины. В этом случае систематический сдвиг точки, удаленной от исходных пунктов на 5 км, не превысит 0,33 м.

*Несовпадение силы натяжения рулетки* при компарировании и измерениях вызовет в соответствии с законом Гука изменение длины рулетки  $l$  на величину, определяемую по формуле

$$\Delta_1 = \frac{l}{EF} \Delta P,$$

где  $E$  — модуль Юнга (для стали  $E=2 \cdot 10^{11}$  Па);  $F$  — площадь поперечного сечения полотна рулетки,  $\text{м}^2$ ;  $\Delta P$  — разность между силой натяжения рулетки при компарировании и измерении, Н.

Перейдя к относительной погрешности, получим

$$\frac{\Delta_1}{l} = \frac{\Delta P}{EF}.$$

Приняв в качестве предельной случайной допустимой погрешности одного фактора  $1/20\,000$  (5 мм на 100 м), из этой формулы получим условие

$$\Delta \leq \frac{1}{20\,000} EF,$$

с помощью которого можно установить максимальную допустимую ошибку натяжения рулетки  $\Delta P$  (в Н). Для тонкой рулетки ( $F=3 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2$ ) получим

$$\Delta P \leq \frac{2 \cdot 10^{11} \text{ Н} \cdot 3 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2}{2 \cdot 10^4} = 30 \text{ Н} (\sim 3 \text{ кгс}).$$

Для рулеток с бóльшим сечением этот допуск будет возрастать пропорционально площади поперечного сечения.

Таким образом, это практически не оказывает существенного влияния на точность измерения длины.

*Поправка за провес рулетки* некоторой длины  $l$  зависит от силы ее натяжения  $P$  и веса полотна рулетки  $Q$ . Эта связь выражается формулой

$$\Delta l = \frac{Q^2 l}{24P^2}. \quad (\text{IV.1.16})$$

В процессе измерения может быть допущена погрешность в натяжении рулетки. Кроме того, вес ее полотна вследствие загрязнения будет отличаться от веса чистой рулетки. Ошибку измерения длины  $m_{\text{л}}$ , связанную с изменением натяжения  $\Delta P$ , найдем продифференцировав формулу (IV.1.16) по аргументу  $P$ . В результате получим относительную погрешность

$$\frac{m_{\text{л}}}{l} = \frac{Q^2}{12P^3} \Delta P.$$

Следовательно, условие, при котором относительная погрешность измерения длины, вызванная разностью натяжений  $\Delta P$ , не превзойдет допустимой относительной погрешности, равной  $1/20\,000$ , будет иметь вид

$$\Delta P \leq \frac{12P^3}{20\,000Q^2}.$$

Для рулетки длиной 50 м и весом полотна  $Q=14,4$  Н (1,5 кгс), приняв  $P=98,1$  Н (10 кгс), получим  $\Delta P \leq 2,6$  Н. Для такой же рулетки длиной 30 м  $\Delta P \leq 7,3$  Н (0,74 кгс) и 20 м —  $\Delta P \leq 16,3$  Н (1,7 кгс).

Эти примеры свидетельствуют о высоких требованиях к точности натяжения рулетки при определении стрелы провеса и производстве измерений, особенно для длинных рулеток. Например, при ошибке в натяжении рулетки длиной 50 м ( $Q=14,4$  Н=1,5 кгс), равной  $\Delta P=9,8$  Н (1 кгс), погрешность измерения одного пролета составит  $m_{11}=9,4$  мм.

Загрязнение полотна рулетки увеличивает ее вес, что сказывается на величине поправки за провес. Для определения этого влияния продифференцируем формулу (IV.1.16) по  $Q$ . Перейдя к погрешностям, получим

$$m_{12} = \frac{Ql}{12P^2} \Delta Q,$$

где  $m_{12}$  — погрешность измерения длины  $l$ , вызванная изменением веса полотна рулетки  $\Delta Q$ . Приняв  $\Delta Q=0,98$  Н, получим для рулетки 50 м ( $Q=14,4$  Н) погрешность измерения одного пролета  $m_{12}=6,2$  мм. В аналогичных условиях для рулетки 30 м —  $m_{12}=1,4$  мм и для 20 м —  $m_{12}=0,4$  мм.

Погрешность  $m_{12}$  имеет случайный характер, а погрешность  $m_{11}$  — случайно-систематический (случайный по величине, но систематический по знаку).

Приведенный анализ свидетельствует в пользу применения коротких рулеток. Очевидно, с практических позиций оптимальными для повседневного применения следует считать рулетки длиной 30 м. Это не исключает использования более длинных рулеток, однако, при этом в процессе измерений необходимо следить за чистотой их полотна и с точностью до 2,94—4,9 Н обеспечивать постоянство их натяжения.

Ошибка из-за неточного учета температуры рулетки может быть получена дифференцированием формулы поправки за температуру, имеющей вид

$$\Delta l = \alpha l (t - t_0),$$

где  $\alpha$  — коэффициент линейного расширения полотна рулетки,  $1^\circ\text{C}^{-1}$  (для стали  $\alpha=12 \cdot 10^{-6}$ );  $l$  — измеренная длина, в которую вводится поправка;  $t$  — температура полотна рулетки при

измерении;  $t_0$  — температура полотна рулетки при компарировании.

С учетом формулы (IV.1.2), получим относительную погрешность, вызванную неточностью учета температуры  $\Delta t$  в виде

$$m_{t/l} = a\Delta t.$$

Таким образом, для обеспечения точности измерения длины с относительной погрешностью  $1/20\,000$  ошибка учета температуры  $\Delta t$  (в °C) должна удовлетворять условию

$$\Delta t \leq \frac{1}{20\,000a} \leq 4,4.$$

При этом температура воздуха должна учитываться с ошибкой не более 5 °C.

*Ошибка вследствие отклонения рулетки от створа измеряемой линии* имеет систематический характер. В горизонтальных выработках независимо от того, в какую сторону от створа (в плане или по высоте) отклоняется промежуточная (створная) точка, погрешность измерения длины всегда положительна. Если один конец рулетки совмещен со створом измеряемой линии, а другой отклонен от створа на величину  $p$ , то погрешность измерения пролета длиной  $l$  будет равна

$$m_{lp} = \frac{p^2}{2l}.$$

Если оба конца рулетки отклоняются в разные стороны от створа, то погрешность  $m_{lp}$  максимальна:

$$m_{lp} = \frac{(p_1 + p_2)^2}{2l}.$$

При  $p_1 = p_2 = p$

$$m_{lp} = \frac{2p^2}{l},$$

следовательно, относительная погрешность

$$\frac{m_{lp}}{l} = \frac{2p^2}{l^2}.$$

Чтобы обеспечить относительную погрешность измерения длины, равную  $1/20\,000$ , должно соблюдаться условие

$$p/l \leq 1/200 \text{ или } p \leq l/200.$$

Поэтому при измерениях коротких линий нужно точнее устанавливать в створе промежуточные точки. Например, при  $l = 10$  м  $p \leq 0,05$  м. Такую точность провешивания промежуточных точек как в горизонтальной плоскости, так и по высоте можно обеспечить по светящимся головкам индивидуальных аккумуляторов без помощи зрительной трубы теодолита.

Ошибка вследствие неточности измерения угла наклона. Горизонтальное положение  $l$  измеренной наклонной длины  $l_n$  вычисляют по формуле

$$l = l_n \cos \delta,$$

где  $\delta$  — угол наклона линий. Отсюда ошибку  $m_{l\delta}$  горизонтального проложения за неточность измерения угла наклона  $m$  можно определить следующим образом:

$$m_{l\delta} = \frac{l_n \sin \delta m_\delta}{\rho}.$$

Перейдя к относительной погрешности, получим

$$\frac{m_{l\delta}}{l} = \operatorname{tg} \delta \frac{m_\delta}{\rho}.$$

Для обеспечения предельной относительной ошибки  $1/20\,000$  должно соблюдаться неравенство

$$m_\delta \leq 10''/\operatorname{tg} \delta.$$

Следовательно, с увеличением угла наклона  $\delta$  точность его измерения должна повышаться, т. е. уменьшаться погрешность  $m_\delta$  измеренного вертикального угла (табл. 5).

Таблица 5

Угол наклона $\delta$ , угл. градус	Допустимая погрешность $m_\delta$ , угл. с	Погрешность $m_l$ , мм	Угол наклона $\delta$ , угл. градус	Допустимая погрешность $m_\delta$ , угл. с	Погрешность $m_l$ , мм
0	$\infty$	0,0	45	10	5,0
10	57	1,7	60	6	4,3
20	27	3,2	70	4	3,2
30	17	4,3	80	2	1,7
40	12	4,9	90	0	0

В наклонных выработках погрешность измерения длины  $m_l$  обуславливается несовпадением измеренного угла  $\delta'$  с углом наклона  $\delta$  линии  $AB$  (рис.40), что вызывает смещение точки по высоте на некоторую величину  $\Delta h$ . Из треугольника  $BCD$  находим

$$m_l = \Delta h \sin \delta \cos \delta.$$

Приняв  $\Delta h = 10$  мм, вычислим погрешность горизонтального проложения  $m_l$  для разных углов наклона  $\delta$  (см. табл. 5).

Таким образом, необходимо тщательно совмещать рулетку с линией визирования, фиксируемой при измерении вертикального угла, особенно в выработках, наклон которых близок к  $45^\circ$ . Указанные выше причины приводят также к возникновению по-

грешности определения превышений  $m_h$  при тригонометрическом нивелировании. В этом случае

$$m_h = \Delta h \sin^2 \delta.$$

Погрешность отсчитывания составляют ошибки отсчитывания по рулетке и ошибки, обусловленные проектированием отвесами закрепленных в кровле точек на уровень рулетки. Последние являются превалярующими, особенно в случае длинных отвесов и при сильном движении воздуха. Величина погрешности для одного пролета в зависимости от условий измерений может значительно колебаться (от 1 до 5 мм). При измерении  $n$  интервалов погрешность всей длины, зависящая от неточности отсчитывания, определяется выражением

$$m_{l_0} = m_0 \sqrt{n},$$

где  $m_0$  — погрешность отсчитывания при измерении одного интервала.

Для уменьшения влияния этого источника ошибок длины измеряют по штативам, установленным и на промежуточных точках. Влияние ошибок отсчитывания можно уменьшить многократными измерениями каждого интервала.

*Влияние внешних условий измерения.* Неблагоприятные условия (капез, загрязненность полотна рулетки, плохая освещенность, движение

транспорта и помехи работающих механизмов, вынужденная поспешность в работе и т. п.) снижают точность измерений и являются основной причиной грубых промахов. Для их исключения стороны маркшейдерских сетей должны измеряться дважды, как правило, в прямом и обратном направлениях.

В соответствии с Инструкцией по производству маркшейдерских работ [3] линии могут измеряться дважды в одном направлении следующими способами:

- 1) со смещением промежуточных отвесов;
- 2) при разных углах наклона измеряемой линии;
- 3) со смещением рулетки при повторном измерении.

Наиболее надежен первый способ. Поэтому если при измерении длины стороны используют промежуточные отвесы, то при повторных измерениях их целесообразно смещать на 2—3 м по створу. Если сторона хода меньше длины рулетки, следует применять второй способ с измерением вертикального угла два-

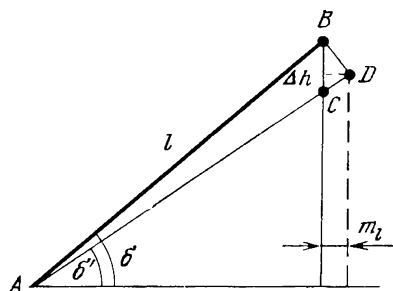


Рис. 40. Угол наклона  $\delta$  измеряемой линии

жды. Промежуточные отвесы при этом располагают по возможности в середине измеряемой стороны. При создании опорных сетей расхождения между двумя значениями не должны превышать  $1/3000$  измеренной длины.

**Накопление ошибок при измерении расстояний рулетками.** Рассмотрим отдельно накопление случайных  $m_{сл}$  и систематических  $m_{сист}$  погрешностей измерения длины сторон. Если при измерении одного интервала допущена случайная погрешность  $m$ , то длина  $l$ , состоящая из  $n$  интервалов, будет содержать погрешность

$$m_{сл} = m \sqrt{n}.$$

Приняв  $n = l/l'$ , где  $l'$  — длина одного интервала, получим

$$m_{сл} = \frac{m}{\sqrt{l'}} \sqrt{l}.$$

Обозначим  $m/\sqrt{l'} = \mu$ . Тогда

$$m_{сл} = \mu \sqrt{l}.$$

Полученная формула свидетельствует о том, что при измерении длины, состоящей из нескольких интервалов, накопление случайных ошибок пропорционально корню квадратному измеряемой длины. Величину  $\mu$  (в  $m^{1/2}$ ) принято называть коэффициентом случайного влияния погрешностей линейных измерений.

Если при измерении одного интервала допущена систематическая ошибка  $m'$ , то при измерении  $n$  интервалов эта ошибка накапливается. В результате получим

$$m_{сист} = m'n$$

или, приняв  $n = l/l'$ , будем иметь

$$m_{сист} = \frac{m'}{l'} l.$$

Обозначив  $m'/l' = \lambda$ , получим

$$m_{сист} = \lambda l.$$

Следовательно, влияние систематической ошибки пропорционально измеряемой длине  $l$ .

Часть случайных ошибок, например, ошибки отсчитывания, не зависят от измеряемой длины, их обозначают коэффициентом  $\nu$ . Тогда суммарная погрешность измерения длины будет равна

$$m_l = \pm \sqrt{\nu^2 + \mu^2 l + \lambda^2 l^2}. \quad (IV.1.17)$$

На практике чаще всего используют упрощенную формулу

$$m_l = \pm \sqrt{\mu^2 l + \lambda^2 l^2}, \quad (IV.1.18)$$

Коэффициенты  $\nu$ ,  $\mu$  и  $\lambda$  можно определять разными способами. Наиболее надежные значения могут быть получены в результате специальных исследований, сравнив результаты выполненных измерений с более точными. Полученные при этом расхождения принимают в качестве истинных погрешностей  $\varepsilon_i$  измерения длины.

Для каждой разности составляют параметрическое уравнение поправок

$$\nu^2 + \mu^2 l_1 + \lambda^2 l_1^2 - \varepsilon_1^2 = v_1;$$

$$\nu^2 + \mu^2 l_2 + \lambda^2 l_2^2 - \varepsilon_2^2 = v_2;$$

• • • • •

$$\nu^2 + \mu^2 l_n + \lambda^2 l_n^2 - \varepsilon_n^2 = v_n.$$

В соответствии с принципом наименьших квадратов для равноточных измерений  $[vv] = \min$ , будем иметь три нормальных уравнения

$$n\nu^2 + [l]\mu^2 + [l^2]\lambda^2 - [\varepsilon^2] = 0;$$

$$[l]\nu^2 + [l^2]\mu^2 + [l^3]\lambda^2 - [l\varepsilon^2] = 0;$$

$$[l^2]\nu^2 + [l^3]\mu^2 + [l^4]\lambda^2 - [l^2\varepsilon^2] = 0.$$

Следует иметь в виду, что надежные результаты получаются при достаточно большом числе измерений ( $n > 100$ ).

Надежные значения могут быть получены также при использовании большого числа продольных линейных невязок вытянутых полигонов, опирающихся в начале и конце на исходные пункты. Способы, основанные на учете линейных невязок замкнутых полигонов произвольной формы, могут дать результаты сомнительной надежности, особенно для подземных ходов, в которых линейные невязки формируются в основном под воздействием погрешностей угловых измерений. В этом случае выделение из общей невязки той ее части, которая возникает вследствие относительно малых погрешностей линейных измерений,— задача крайне неопределенная.

**Погрешности линейных измерений светодальномерами.** По мере совершенствования светодальномеров уменьшаются их габариты и масса, автоматизируется процесс измерения расстояний. Это создает благоприятные условия для применения светодальномеров в подземных условиях.

Погрешность измеренного светодальномером расстояния состоит из погрешностей определения скорости света в реальных условиях, частоты модуляции света, измерения разности фаз и т. д. Для вычисления средней погрешности измерения расстояний  $S$  светодальномерами обычно применяют эмпирическую формулу



$$m_s = a + bS,$$

где  $a$  — погрешность измерения, не зависящая от значения расстояния  $S$ ;  $b$  — коэффициент, учитывающий изменение погрешности  $m_s$  в зависимости от измеряемого расстояния.

Численные значения коэффициентов  $a$  и  $b$  определяют опытным путем, измерив эталонные расстояния исследуемым светодальномером. Обычно эти коэффициенты приведены в паспорте прибора. Для современных светодальномеров коэффициент  $a$  колеблется от 2 до 10 мм, а коэффициент  $b$  — от  $2 \cdot 10^{-6}$  до  $5 \cdot 10^{-8}$  мм.

Линейные измерения светодальномерами для каждой стороны выполняются дважды: в прямом и обратном направлениях. При этом расхождения между полученными двумя значениями не должны быть более 3 см.

#### IV.1.4. НАКОПЛЕНИЕ ПОГРЕШНОСТЕЙ В СВОБОДНЫХ ТЕОДОЛИТНЫХ ХОДАХ

Свободными называются геодезические построения, для получения координат точек которых в принятой системе координат имеется необходимое и достаточное число исходных величин. Для теодолитного хода достаточно знать дирекционный угол

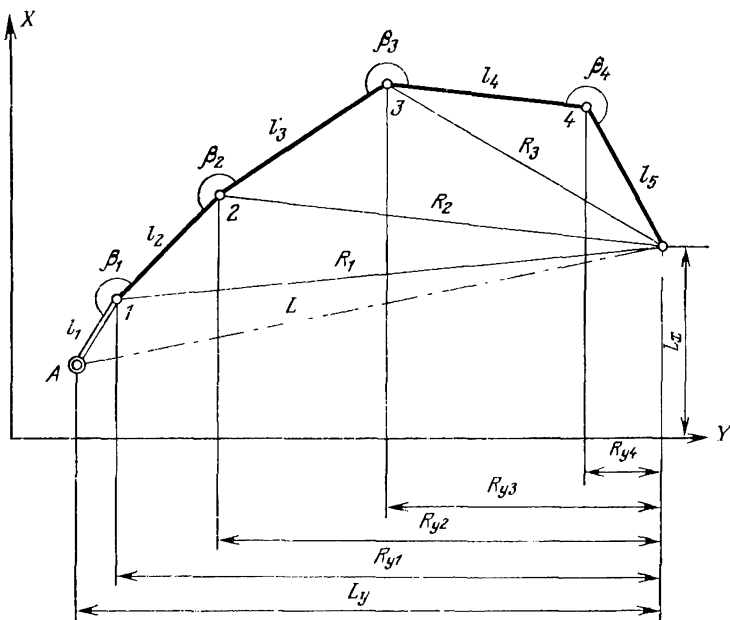


Рис. 41. Свободный теодолитный ход произвольной формы

любой стороны и плоские координаты  $X$ ,  $Y$  точки хода. В свободном ходе нет избыточных измерений, а следовательно, не возникает условных уравнений.

**Погрешности координат и дирекционных углов свободного теодолитного хода произвольной формы.** Определим погрешности свободного теодолитного хода, в котором измерены горизонтальные углы  $\beta_i$ , расстояния  $l_j$  и дирекционный угол  $\alpha_1$  гиростороны  $A-I$ . Известны координаты исходного пункта  $A$  (рис. 41). Обозначим средние погрешности горизонтальных углов через  $m_{\beta_i}$ , расстояний —  $m_{l_i}$  и дирекционного угла —  $m_{\alpha}$ .

Определим: средние ошибки положения конечной точки  $K$  по осям координат  $M_{xK}$  и  $M_{yK}$ ; среднюю обобщенную ошибку положения точки  $K$  —  $M_K$ ; среднюю ошибку дирекционного угла любой стороны хода.

*Определение средних ошибок по осям координат.* Выразим оцениваемые функции  $X_K$  и  $Y_K$  через измеренные величины:

$$\begin{aligned} X_K &= X_A + l_1 \cos \alpha_1 + l_2 \cos \alpha_2 + \dots + l_5 \cos \alpha_5; \\ Y_K &= Y_A + l_1 \sin \alpha_1 + l_2 \sin \alpha_2 + \dots + l_5 \sin \alpha_5. \end{aligned} \quad (\text{IV.1.19})$$

Ввиду независимости угловых и линейных измерений можно записать

$$\begin{aligned} M_{xK}^2 &= M_{xK\beta}^2 + M_{xK\alpha}^2 + M_{xKl}^2; \\ M_{yK}^2 &= M_{yK\beta}^2 + M_{yK\alpha}^2 + M_{yKl}^2. \end{aligned} \quad (\text{IV.1.20})$$

В правые части этих формул входят составляющие общей погрешности, зависящие от погрешностей измерения горизонтальных углов, дирекционного угла гиростороны и расстояний. По формуле (IV.1.2) найдем  $M_{xK\beta}$  и  $M_{yK\beta}$ .

Частные производные от  $X_K$  по измеренным углам  $\beta_i$  будут следующими:

$$\begin{aligned} f_{x1} &= \frac{\partial X_K}{\partial \beta_1} = -\left( l_1 \sin \alpha_1 \frac{\partial \alpha_1}{\partial \beta_1} + l_2 \sin \alpha_2 \frac{\partial \alpha_2}{\partial \beta_1} + \dots + \right. \\ &\quad \left. + l_5 \sin \alpha_5 \frac{\partial \alpha_5}{\partial \beta_1} \right); \\ f_{x2} &= \frac{\partial X_K}{\partial \beta_2} = -\left( l_1 \sin \alpha_1 \frac{\partial \alpha_1}{\partial \beta_2} + l_2 \sin \alpha_2 \frac{\partial \alpha_2}{\partial \beta_2} + \dots + \right. \\ &\quad \left. + l_5 \sin \alpha_5 \frac{\partial \alpha_5}{\partial \beta_2} \right); \\ f_{x3} &= \frac{\partial X_K}{\partial \beta_3} = -\left( l_1 \sin \alpha_1 \frac{\partial \alpha_1}{\partial \beta_3} + l_2 \sin \alpha_2 \frac{\partial \alpha_2}{\partial \beta_3} + \dots + \right. \\ &\quad \left. + l_5 \sin \alpha_5 \frac{\partial \alpha_5}{\partial \beta_3} \right); \end{aligned}$$

$$f_{x_4} = \frac{\partial X_K}{\partial \beta_4} = - \left( l_1 \sin \alpha_1 \frac{\partial \alpha_1}{\partial \beta_4} + l_2 \sin \alpha_2 \frac{\partial \alpha_2}{\partial \beta_4} + \dots + l_5 \sin \alpha_5 \frac{\partial \alpha_5}{\partial \beta_4} \right).$$

Так как  $l_i \sin \alpha_i = \Delta y_i$ , то полученные формулы преобразуем к виду

$$\begin{aligned} f_{x_1} &= - \left( \Delta y_1 \frac{\partial \alpha_1}{\partial \beta_1} + \Delta y_2 \frac{\partial \alpha_2}{\partial \beta_1} + \dots + \Delta y_5 \frac{\partial \alpha_5}{\partial \beta_1} \right); \\ f_{x_2} &= - \left( \Delta y_1 \frac{\partial \alpha_1}{\partial \beta_2} + \Delta y_2 \frac{\partial \alpha_2}{\partial \beta_2} + \dots + \Delta y_5 \frac{\partial \alpha_5}{\partial \beta_2} \right); \\ f_{x_3} &= - \left( \Delta y_1 \frac{\partial \alpha_1}{\partial \beta_3} + \Delta y_2 \frac{\partial \alpha_2}{\partial \beta_3} + \dots + \Delta y_5 \frac{\partial \alpha_5}{\partial \beta_3} \right); \\ f_{x_4} &= - \left( \Delta y_1 \frac{\partial \alpha_1}{\partial \beta_4} + \Delta y_2 \frac{\partial \alpha_2}{\partial \beta_4} + \dots + \Delta y_5 \frac{\partial \alpha_5}{\partial \beta_4} \right). \end{aligned} \quad (\text{IV.1.21})$$

Найдем частные производные  $\frac{\partial \alpha_j}{\partial \beta_i}$  (табл. 6), для чего выразим дирекционные углы  $\alpha_j$  через измеренные величины  $\alpha_1, \beta_1, \beta_2, \beta_3, \beta_4$ :

Таблица 6

Измеренный угол $\beta_i$	Частные производные $\frac{\partial \alpha_j}{\partial \beta_i}$				
	$\alpha_1$	$\alpha_2$	$\alpha_3$	$\alpha_4$	$\alpha_5$
$\beta_1$	0	1	1	1	1
$\beta_2$	0	0	1	1	1
$\beta_3$	0	0	0	1	1
$\beta_4$	0	0	0	0	1

$$\alpha_1 = \alpha_1;$$

$$\alpha_2 = \alpha_1 + \beta_1 \pm C_1;$$

$$\alpha_3 = \alpha_1 + \beta_1 + \beta_2 \pm C_2;$$

$$\alpha_4 = \alpha_1 + \beta_1 + \beta_2 + \beta_3 \pm C_3;$$

$$\alpha_5 = \alpha_1 + \beta_1 + \beta_2 + \beta_3 + \beta_4 \pm C_4, \quad (\text{IV.1.22})$$

где  $C_j$  — постоянные величины, кратные  $180^\circ$ , вводимые для перехода от прямого дирекционного угла к обратному.

Подставив производные  $\frac{\partial \alpha_j}{\partial \beta_i}$  в формулы (IV.1.21), получим

$$f_{x_1} = -(\Delta y_2 + \Delta y_3 + \Delta y_4 + \Delta y_5) = -(Y_K - Y_1) = Y_1 - Y_K;$$

$$f_{x2} = -(\Delta y_3 + \Delta y_4 + \Delta y_5) = -(Y_K - Y_2) = Y_2 - Y_K;$$

$$f_{x3} = -(\Delta y_4 + \Delta y_5) = -(Y_K - Y_3) = Y_3 - Y_K;$$

$$f_{x4} = -\Delta y_5 = -(Y_K - Y_4) = Y_4 - Y_K.$$

В общем случае можно записать

$$f_{xi} = \frac{\partial X_K}{\partial \beta_i} = Y_i - Y_K.$$

Если соединим оцениваемую точку  $K$  со всеми определяемыми точками хода и полученные расстояния обозначим через  $R_i$ , то частные производные  $f_{xi}$  будут равны проекциям  $R_{yi}$  этих расстояний на ось ординат. Подставив их вместо производных в формулу (IV.1.2), для общего случая будем иметь

$$M_{xK\beta}^2 = \frac{1}{\rho^2} (R_{y1}^2 m_{\beta 1}^2 + R_{y2}^2 m_{\beta 2}^2 + \dots + R_{yn}^2 m_{\beta n}^2)$$

или

$$M_{xK\beta}^2 = \frac{1}{\rho^2} \sum_{i=1}^n R_{yi}^2 m_{\beta i}^2. \quad (\text{IV.1.23})$$

Аналогично можно доказать, что

$$M_{yK\beta}^2 = \frac{1}{\rho^2} \sum_{i=1}^n R_{xi}^2 m_{\beta i}^2, \quad (\text{IV.1.24})$$

где  $f_{yi} = R_{xi} = X_K - X_i$ ;  $n$  — число измеренных горизонтальных углов;  $R_{xi}$  — проекции расстояний  $R_i$  на ось абсцисс.

Если углы измерены равноточно со средней погрешностью  $m_\beta$ , то

$$M_{xK\beta} = \frac{m_\beta}{\rho} \sqrt{\sum_{i=1}^n R_{yi}^2}; \quad (\text{IV.1.25})$$

$$M_{yK\beta} = \frac{m_\beta}{\rho} \sqrt{\sum_{i=1}^n R_{xi}^2}. \quad (\text{IV.1.26})$$

Теперь определим  $M_{xK\alpha}$  и  $M_{yK\alpha}$  — погрешности точки  $K$  по осям координат, зависящие от погрешности измерения дирекционного угла гиростороны. Для этого сначала получим частные производные по  $\alpha_1$  от функций  $X_K$  и  $Y_K$  (IV.1.19):

$$f_{x\alpha} = \frac{\partial X_K}{\partial \alpha_1} = -\Delta y_1 \frac{\partial \alpha_1}{\partial \alpha_1} - \Delta y_2 \frac{\partial \alpha_2}{\partial \alpha_1} - \dots - \Delta y_8 \frac{\partial \alpha_5}{\partial \alpha_1};$$

$$f_{y\alpha} = \frac{\partial Y_K}{\partial \alpha_1} = \Delta x_1 \frac{\partial \alpha_1}{\partial \alpha_1} + \Delta x_2 \frac{\partial \alpha_2}{\partial \alpha_1} + \dots + \Delta x_8 \frac{\partial \alpha_5}{\partial \alpha_1}.$$

С учетом формул (IV.1.22), получим

$$\frac{\partial \alpha_1}{\partial \alpha_1} = \frac{\partial \alpha_2}{\partial \alpha_1} = \dots = \frac{\partial \alpha_5}{\partial \alpha_1} = 1.$$

Следовательно,

$$f_{x\alpha} = -(\Delta y_1 + \Delta y_2 + \dots + \Delta y_8) = Y_A - Y_K = L_y;$$

$$f_{y\alpha} = (\Delta x_1 + \Delta x_2 + \dots + \Delta x_8) = X_K - X_A = L_x,$$

где  $L_y$  и  $L_x$  — проекции на оси ординат и абсцисс замыкающей хода  $L$  (см. рис. 41).

Окончательно получим

$$M_{xK\alpha} = \frac{m_\alpha}{\rho} L_y; \quad (IV.1.27)$$

$$M_{yK\alpha} = \frac{m_\alpha}{\rho} L_x. \quad (IV.1.28)$$

С учетом полученных результатов формулы (IV.1.20) представим в виде

$$M_{xK}^2 = \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \Sigma R_{yi}^2 + \frac{m_\alpha^2}{\rho^2} L_y^2 + M_{xKl}^2;$$

$$M_{yK}^2 = \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \Sigma R_{xi}^2 + \frac{m_\alpha^2}{\rho^2} L_x^2 + M_{yKl}^2. \quad (IV.1.29)$$

Теперь определим влияние погрешностей измерения длин на точность положения точки  $K$  по осям координат, т. е. найдем  $M_{xKl}$  и  $M_{yKl}$ , в зависимости от способов измерений.

При измерении длины рулетками «на весу» в общую погрешность входят две составляющие: случайная и систематическая. Найдем случайные  $M'_{xkl}$  и  $M'_{ykl}$  и систематические  $M''_{xkl}$  и  $M''_{ykl}$  составляющие искомого погрешностей.

Для определения случайной составляющей  $M'_{xkl}$  вычислим частные производные от функции  $X_K$  (IV.1.19) по измеренным величинам  $l_j$  и полученные значения подставим в формулу (IV.1.2). Вначале получим частные производные

$$f_1 = \frac{\partial X_K}{\partial l_1} = \cos \alpha_1; \quad f_2 = \frac{\partial X_K}{\partial l_2} = \cos \alpha_2; \quad \dots; \quad f_5 = \frac{\partial X_K}{\partial l_5} = \cos \alpha_5.$$

При  $n+1$  измеренных длинах будем иметь

$$M_{xKl}^2 = \cos^2 \alpha_1 m_{l_1}^2 + \cos^2 \alpha_2 m_{l_2}^2 + \dots + \cos^2 \alpha_{n+1} m_{l_{n+1}}^2, \quad (IV.1.30)$$

где  $m_{l_j}$  — случайные составляющие погрешностей измерения расстояний. При измерении рулетками  $m_{l_j} = \mu \sqrt{l_j}$ . Тогда формула (IV.1.30) примет вид

$$M'_{xKI} = \mu^2 (l_1 \cos^2 \alpha_1 + l_2 \cos^2 \alpha_2 + \dots + l_{n+1} \cos^2 \alpha_{n+1})$$

или

$$M'_{xKI} = \mu \sqrt{\sum_{j=1}^{n+1} l_j \cos^2 \alpha_j}. \quad (\text{IV.1.31})$$

Аналогично можно показать, что

$$M'_{yKI} = \sin^2 \alpha_1 m_i^2 + \sin^2 \alpha_2 m_i^2 + \dots + \sin^2 \alpha_{n+1} m_i^2, \quad (\text{IV.1.32})$$

а при измерении длины сторон рулетками

$$M'_{yKI} = \mu \sqrt{\sum_{j=1}^{n+1} l_j \sin^2 \alpha_j}. \quad (\text{IV.1.33})$$

Для определения систематической составляющей  $M''_{xKI}$  нужно найти полный дифференциал по  $l_j$  от функции  $X_K$  (IV.1.19). Вначале получим полный дифференциал

$$dX_K = \left( \frac{\partial X_K}{\partial l_1} \right) dl_1 + \left( \frac{\partial X_K}{\partial l_2} \right) dl_2 + \dots + \left( \frac{\partial X_K}{\partial l_{n+1}} \right) dl_{n+1}.$$

и заменим приращения систематическими погрешностями измерения расстояний.

Частные производные равны

$$\frac{\partial X_K}{\partial l_j} = \cos \alpha_j.$$

После замены  $dX_K = M''_{xKI}$  и  $dl_j = m'_j$  будем иметь погрешность функции  $X_K$  (IV.1.19), зависящую от систематических погрешностей измерения длин  $l_j$ :

$$M''_{xKI} = \cos \alpha_1 m'_i + \cos \alpha_2 m'_i + \dots + \cos \alpha_{n+1} m'_{i,n+1}, \quad (\text{IV.1.34})$$

где  $m'_i$  — систематическая составляющая общей погрешности измерения длины.

При измерениях рулеткой  $m'_i = \lambda l_i$  и формула (IV.1.34) примет вид

$$\begin{aligned} M''_{xKI} &= \lambda (l_1 \cos \alpha_1 + l_2 \cos \alpha_2 + \dots + l_{n+1} \cos \alpha_{n+1}) = \\ &= \lambda (\Delta x_1 + \Delta x_2 + \dots + \Delta x_{n+1}). \end{aligned}$$

После несложных преобразований получим

$$M''_{xKI} = \lambda (X_K - X_A) = \lambda L_x. \quad (\text{IV.1.35})$$

По аналогии

$$M''_{yKI} = \sin \alpha_1 m'_i + \sin \alpha_2 m'_i + \dots + \sin \alpha_{n+1} m'_{i,n+1}.$$

В данном случае

$$M_{yKl}'' = \lambda(Y_K - Y_A) = \lambda L_y. \quad (\text{IV.1.36})$$

Сложив квадратические случайные и систематические составляющие, представленные соответственно формулами (IV.1.31) и (IV.1.35), (IV.1.33) и (IV.1.36), получим

$$M_{xKl}^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{n+1} l_i \cos^2 \alpha_i + \lambda^2 L_x^2;$$

$$M_{yKl}^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{n+1} l_i \sin^2 \alpha_i + \lambda^2 L_y^2. \quad (\text{IV.1.37})$$

Подставив найденные значения в формулу (IV.1.29), при равноточно измеренных горизонтальных углах окончательные выражения средней погрешности точки  $K$  по осям координат будут в виде

$$M_{xK}^2 = \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^n R_{yi}^2 + \frac{m_\alpha^2}{\rho^2} L_y^2 + \mu^2 \sum_{i=1}^{n+1} l_i \cos^2 \alpha_i + \lambda^2 L_x^2;$$

$$M_{yK}^2 = \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^n R_{xi}^2 + \frac{m_\alpha^2}{\rho^2} L_x^2 + \mu^2 \sum_{i=1}^{n+1} l_i \sin^2 \alpha_i + \lambda^2 L_y^2, \quad (\text{IV.1.38})$$

где  $n$  — число определяемых точек свободного теодолитного хода произвольной формы.

При измерении расстояний *светодальномерами* средняя квадратическая погрешность одного измерения определяется по формуле

$$m_{l_i} = a + bl_i,$$

где  $a$  и  $b$  — эмпирические коэффициенты, указанные в паспортах светодальномеров или в справочной литературе.

Считая эти погрешности случайными, ошибки функций (IV.1.19), зависящие от погрешностей измерения расстояний, можно вычислить по формулам (IV.1.30) и (IV.1.32), т. е.

$$M_{xKl}^2 = \Sigma m_{l_i}^2 \cos^2 \alpha_i;$$

$$M_{yKl}^2 = \Sigma m_{l_i}^2 \sin^2 \alpha_i. \quad (\text{IV.1.39})$$

Если средняя квадратическая погрешность  $m_l$  одна и та же для всех сторон полигона, то из формул (IV.1.39) легко получить

$$M_{xKl}^2 = m_l^2 \Sigma \cos^2 \alpha_i;$$

$$M_{yKl}^2 = m_l^2 \Sigma \sin^2 \alpha_i. \quad (\text{IV.1.40})$$

Иногда погрешность линейных измерений выражают через относительную в виде

$$m_{l_i} = \frac{1}{T} l_i,$$

где  $T$  — знаменатель относительной погрешности. После подстановки этого выражения в формулы (IV.1.30) и (IV.1.32) получим

$$\begin{aligned} M_{xKl}^2 &= \frac{1}{T^2} \sum l_i^2 \cos^2 \alpha_i = \frac{1}{T^2} \sum \Delta x_i^2; \\ M_{yKl}^2 &= \frac{1}{T^2} \sum l_i^2 \sin^2 \alpha_i = \frac{1}{T^2} \sum \Delta y_i^2. \end{aligned} \quad (\text{IV.1.41})$$

*Определение обобщенной средней ошибки положения точки К.* В формулу  $M_K^2 = M_{xK}^2 + M_{yK}^2$  подставим выражения (IV.1.38). Группируя слагаемые соответствующих погрешностей измерений, получим

$$\begin{aligned} M_K^2 &= M_{xK}^2 + M_{yK}^2 = \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \left( \sum_{i=1}^n R_{yi}^2 + \sum_{i=1}^n R_{xi}^2 \right) + \frac{m_\alpha^2}{\rho^2} \times \\ &\times (L_y^2 + L_x^2) + \mu^2 \left( \sum_{i=1}^{n+1} l_i \cos^2 \alpha_i + \sum_{i=1}^{n+1} l_i \sin^2 \alpha_i \right) + \lambda^2 (L_x^2 + L_y^2). \end{aligned}$$

При этом  $L_x^2 + L_y^2 = L^2$ .

Преобразовав суммы полученного выражения в круглых скобках и сложив члсны с одинаковыми индексами, будем иметь:

$$\begin{aligned} \left( \sum_{i=1}^n R_{yi}^2 + \sum_{i=1}^n R_{xi}^2 \right) &= \sum_{i=1}^n R_i^2; \\ \left( \sum_{i=1}^{n+1} l_i \cos^2 \alpha_i + \sum_{i=1}^{n+1} l_i \sin^2 \alpha_i \right) &= \sum_{i=1}^{n+1} l_i. \end{aligned}$$

Отсюда окончательно  $M_K^2$  представим в виде

$$M_K^2 = \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^n R_i^2 + \frac{m_\alpha^2}{\rho^2} L^2 + \mu^2 \sum_{i=1}^{n+1} l_i + \lambda^2 L^2. \quad (\text{IV.1.42})$$

Анализируя формулы (IV.1.38) и (IV.1.42), можно заключить, что влияние погрешностей угловых и линейных измерений на точность определения положения пункта существенно зависит от формы теодолитного хода. Лишь влияние случайной составляющей погрешности линейных измерений на обобщенную погрешность  $M_K$  зависит только от периметра теодолитного хода. Влияние систематической составляющей погрешности линейных измерений и погрешности измерения дирекционного угла пропорционально расстоянию  $L$  между исходным и определяемым пунктами или проекциям этого расстояния на координатные оси.

Следует отметить, что формулы (IV.1.38) и (IV.1.42) можно использовать для оценки точности любой точки свободного теодолитного хода.



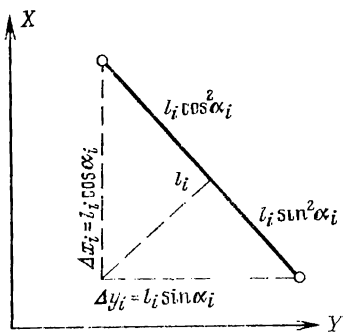


Рис. 42. Схема графического определения линейных параметров

проектируется приращение  $\Delta x_i$ , то получим  $l_i \cos^2 \alpha_i$ , а если  $\Delta y_i$ , то  $-l_i \sin^2 \alpha_i$ .

Поскольку коэффициент  $\mu^2$  выражается в метрах, то все линейные параметры формул (IV.1.38) и (IV.1.42) — тоже в метрах. Полученные по этим формулам погрешности также будут выражены в метрах.

2. При вычислении погрешности положения оцениваемой точки по некоторому фиксированному направлению, не совпадающему с направлением координатных осей (например, при определении ожидаемой ошибки смыкания осей выработок, проводимых встречными забоями), можно использовать формулы (IV.1.38), предварительно совместив одну из координатных осей, например ось  $X$ , с этим направлением. Это равносильно переходу в некоторую новую систему координат  $X'Y'$ .

*Средняя ошибка дирекционного угла любой стороны свободного хода.* Дирекционный угол  $i$ -й стороны хода вычисляется по формулам (IV.1.22). Получив частные производные по измеренным величинам — дирекционному углу и горизонтальным углам  $\beta_i$ , в общем случае получим среднюю погрешность дирекционного угла любой стороны свободного хода в виде

$$m_{\alpha_i} = \sqrt{m_{\alpha}^2 + i m_{\beta}^2}, \quad (\text{IV.1.43})$$

где  $i$  — порядковый номер определяемой стороны хода, отсчитываемый от гиростороны.

**Накопление погрешностей в вытянутом свободном ходе.** В подземных сетях преобладают участки вытянутой формы. Кроме того, для приближенной и обобщенной оценки иногда целесообразно представлять всю сеть или ее часть в виде вытянутого хода.

На основе вышеизложенного можно сделать следующие выводы.

1. Все необходимые параметры для вычислений по формулам (IV.1.38) и (IV.1.42) можно определять графически по схеме хода, изображенного в зависимости от его размеров в масштабах 1 : 2000, 1 : 5000 или 1 : 10 000. Величины  $l_i \sin^2 \alpha_i$  и  $l_i \cos^2 \alpha_i$  можно определить также графически путем двойного проектирования (рис. 42). При этом полезно помнить, что если на  $l_i$

Интерес представляют продольная и поперечная погрешности вытянутого хода. Чтобы получить формулы вычисления этих погрешностей, выберем условную систему координат, совместив ось  $Y$  с направлением хода (рис. 43) и приняв в качестве исходной точку  $A$ . Найдём продольную погрешность  $p = M_{yK}$  и поперечную  $t = M_{xK}$  по формулам (IV.1.38). При этом для всех сторон дирекционный угол  $\alpha = 90^\circ$ , а параметры  $R_{xi} = 0$ ,  $L_x = 0$ ,  $L_y = L$ . Подставив эти значения в формулы (IV.1.38), получим для данного случая

$$p^2 = M_{yK}^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^n l_i + \lambda^2 L^2;$$

$$t^2 = M_{xK}^2 = \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^n R_{yi}^2 + \frac{m_\alpha^2}{\rho^2} L^2,$$

где  $n$  — число сторон хода.

При этом  $\sum l_i = L$ , а  $R_{yi} = R_i$ . Тогда обозначив  $m_\alpha^2/m_\beta^2 = q$ , после преобразований окончательно получим

$$p = \sqrt{\mu^2 L + \lambda^2 L^2}; \quad t = \frac{m_\beta}{\rho} \sqrt{\sum_{i=1}^n R_i^2 + qL^2}. \quad (\text{IV.1.44})$$

Следовательно, в вытянутых ходах продольная ошибка  $p$  определяемого пункта  $K$  целиком зависит только от погрешно-

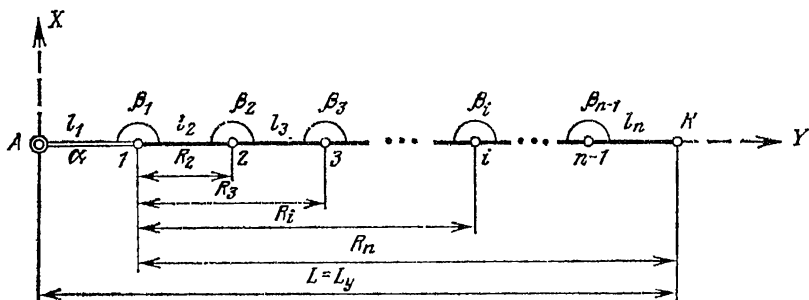


Рис. 43. Схема вытянутого свободного теодолитного хода

стей линейных измерений, а поперечная  $t$  — только от погрешностей угловых. Иными словами, происходит разделение влияния погрешностей угловых и линейных измерений. Это важное обстоятельство позволяет судить о точности линейных измерений по продольным невязкам вытянутых полигонов, а о точности угловых — по их поперечным невязкам.

Для равносторонних ( $l_1 = l_2 = \dots = l_n = l$ ) вытянутых ходов вычисление  $t$  существенно упрощается. В самом деле

$$\begin{aligned}
 R_1 &= 0; & R_1^2 &= 0; \\
 R_2 &= 1 \cdot l; & R_2^2 &= 1^2 \cdot l^2; \\
 R_3 &= 2 \cdot l; & R_3^2 &= 2^2 \cdot l^2; \\
 &\dots & & \dots \\
 R_n &= (n-1) \cdot l; & R_n^2 &= (n-1)^2 \cdot l^2.
 \end{aligned}$$

$$\text{и } \sum_{i=1}^n R_i^2 = l^2 \{1^2 + 2^2 + \dots + (n-1)^2\}.$$

Известно, что сумма квадратов натурального ряда  $m$  чисел равна  $m(m+1)(2m+1)/6$ . Приняв  $m=n-1$ , будем иметь

$$\sum_{i=1}^n R_i^2 = \frac{1}{6} l^2 (n-1) n (2n-1).$$

Подставив эту сумму во вторую формулу (IV.144), получим выражение поперечной ошибки для равностороннего вытянутого хода:

$$t^2 = \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \left( \frac{l^2 n^2 (n-1)(2n-1)}{6n} + qL^2 \right).$$

Так как  $l^2 n^2 = L^2$ , после несложных преобразований окончательно найдем

$$t = \frac{m_\beta L}{\rho} \sqrt{\frac{(n-1)(2n-1) + 6nq}{6n}}.$$

При  $n > 10$  можно принять  $(n-1) \approx n$ ,  $(2n-1) \approx 2n$  и получить более простое выражение поперечной ошибки, а именно:

$$t = \frac{m_\beta L}{\rho} \sqrt{\frac{n+3q}{3}}. \quad (\text{IV.145})$$

Продольная ошибка будет равна

$$p = \sqrt{\mu^2 L + \lambda^2 L^2}. \quad (\text{IV.146})$$

На практике строго вытянутые равносторонние ходы крайне редки. Однако исследованиями установлено, что без значительной потери точности формулы (IV.145) и (IV.146) можно использовать для определения ошибок  $t$  и  $p$  в ходах, в которых угол между любой стороной и замыкающей не превышает 20—25°, а длины сторон изменяются в соотношении 1:3. Требуется лишь примерно равномерное чередование коротких и длинных сторон.

#### IV.1.5. НАКОПЛЕНИЕ ПОГРЕШНОСТЕЙ В ТЕОДОЛИТНЫХ ХОДАХ С ГИРОСТОРОНАМИ

Для повышения точности в маркшейдерских подземных сетях создают гиростороны, измеряя на них гирос приборами дирекционные углы. Гиростороны располагают либо в соответствии

с Инструкцией по производству маркшейдерских работ, а также на основе опыта, с учетом специальных расчетов. Во всех случаях оптимальным в смысле накопления ошибок определения положения пунктов является примерно равномерное размещение гиросторон по всей сети.

Каждая избыточная гиросторона приводит к появлению одного условного уравнения.

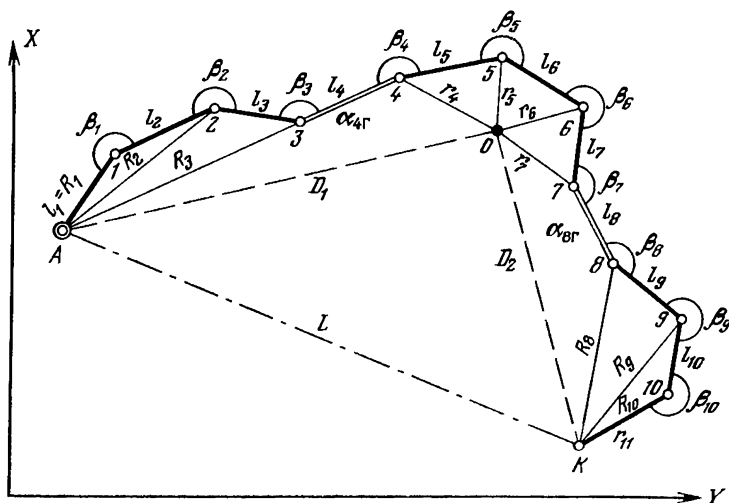


Рис. 44. Схема теодолитного хода с двумя гиросторонами

В самом общем случае сети с гиросторонами уравнивают на универсальных ЭВМ по методу наименьших квадратов, обычно с оценкой точности положения пунктов, дирекционных углов и расстояний. Однако часто более эффективен упрощенный аппарат формул, позволяющий с помощью несложных вычислительных средств достаточно надежно оценить точность необходимых элементов сети. Такие расчеты выполняют, например, при проектировании маркшейдерского обеспечения сбоечных работ, при реконструкциях или пополнениях подземных сетей.

**Погрешности координат конечной точки хода произвольной формы с двумя гиросторонами.** Рассмотрим этот вопрос на примере хода, в котором точка  $A$  — исходная, а точка  $K$  — определяемая (рис. 44). В ходе измерены горизонтальные углы  $\beta_i$  с погрешностями  $m_{\beta}$ , дирекционные углы  $\alpha_{4Г}$  и  $\alpha_{8Г}$  с погрешностями соответственно  $m_{\alpha_1}$  и  $m_{\alpha_2}$  и расстояния  $l_1, l_2, \dots, l_{11}$ , точность измерения которых характеризуется коэффициентами  $\mu$  и  $\lambda$ . Будем находить погрешности положения точки  $K$  —  $M_{xK}$ ,  $M_{yK}$  и  $M_K$ .

При этом возникает одно условие углов следующего вида:

$$\alpha_{4r} + \beta_4 + \beta_5 + \beta_6 + \beta_7 - \alpha_{8r} \pm c = 0, \quad (\text{IV.1.47})$$

где  $c$  — постоянная величина, кратная  $180^\circ$ .

Будем считать, что полученная угловая невязка  $f_\beta$  распределена поровну только в горизонтальные углы  $\beta_4, \beta_5, \beta_6$  и  $\beta_7$ . Такое уравнивание приближенное, так как в измеренные дирекционные углы  $\alpha_{4r}$  и  $\alpha_{8r}$  не вводятся поправки: их принимают безошибочными. При оценке точности влияние погрешностей измерения дирекционных углов на точность положения пункта  $K$  будет учтено.

По влиянию погрешностей измерения горизонтальных углов ход распадается на три независимых участка  $A-3, 4-7$  и  $8-K$ . Причем измеренные углы крайних участков остаются без изменения, а углы среднего участка получают поправки  $v_\beta$  в результате уравнивания. Влияние погрешностей линейных измерений на положение оцениваемой точки  $K$  не зависит от наличия гиростороны, и полученные ранее формулы (IV.1.35) — (IV.1.37) и (IV.1.39) — (IV.1.47) могут быть использованы для уравнивания. Влияние погрешностей горизонтальных углов крайних участков на погрешность точки  $K$  будет таким же, как и в свободном ходе (см. рис. 41), и для этих участков применимы формулы (IV.1.25) и (IV.1.26), полученные выше.

Остается рассмотреть влияние погрешностей измеренных дирекционных углов гиросторон  $3-4$  и  $7-8$ , а также исправленных горизонтальных углов секции<sup>1</sup>  $4-7$ .

Вначале найдем  $M_{xK\alpha_1}, M_{yK\alpha_1}, M_{xK\alpha_2}$  и  $M_{yK\alpha_2}$ , зависящие от погрешностей  $m_{\alpha_1}$  и  $m_{\alpha_2}$  определения дирекционных углов гиросторон. Запишем оцениваемые функции:

$$X_K = X_A + l_1 \cos \alpha_1 + l_2 \cos \alpha_2 + \dots + l_{11} \cos \alpha_{11};$$

$$Y_K = Y_A + l_1 \sin \alpha_1 + l_2 \sin \alpha_2 + \dots + l_{11} \sin \alpha_{11}. \quad (\text{IV.1.48})$$

Частные производные от  $X_K$  по дирекционным углам  $\alpha_i$  будут равны

$$f_{\alpha_i} = \frac{\partial X_K}{\partial \alpha_i} = - \left( \Delta y_1 \frac{\partial \alpha_1}{\partial \alpha_i} + \Delta y_2 \frac{\partial \alpha_2}{\partial \alpha_i} + \dots + \Delta y_n \frac{\partial \alpha_n}{\partial \alpha_i} \right). \quad (\text{IV.1.49})$$

Для нашего примера

$$\alpha_1 = \alpha_{4r} - \beta_3 - \beta_2 - \beta_1 \pm c_1;$$

$$\alpha_2 = \alpha_{4r} - \beta_2 - \beta_1 \pm c_2;$$

$$\alpha_3 = \alpha_{4r} - \beta_1 \pm c_3;$$

$$\alpha_4 = \alpha_{4r};$$

<sup>1</sup> Секцией принято называть участок хода, заключенный между гиросторонами.

$$\begin{aligned}
\alpha_5 &= \alpha_{4r} + \beta_4 + v_\beta \pm c_5; \\
\alpha_6 &= \alpha_{4r} + \beta_4 + \beta_5 + 2v_\beta \pm c_6; \\
\alpha_7 &= \alpha_{4r} + \beta_4 + \beta_5 + \beta_6 + 3v_\beta \pm c_7; \\
\alpha_8 &= \alpha_{8r}; \\
\alpha_9 &= \alpha_{8r} + \beta_8 \pm c_9; \\
\alpha_{10} &= \alpha_{8r} + \beta_8 + \beta_9 \pm c_{10}; \\
\alpha_{11} &= \alpha_{8r} + \beta_8 + \beta_9 + \beta_{10} \pm c_{11},
\end{aligned}
\tag{IV.1.50}$$

где  $c_i$  — постоянные величины, кратные  $180^\circ$ . Присутствующая в этих формулах поправка  $v_\beta$  является функцией измеренных величин, так как в данном случае

$$v_\beta = -\frac{W_\beta}{4} = -\frac{1}{4}(\alpha_{4r} + \beta_4 + \beta_5 + \beta_6 + \beta_7 - \alpha_{8r} \pm c), \tag{IV.1.51}$$

где  $W_\beta$  — угловая невязка условного уравнения (IV.1.47).

Вычислим частные производные от функций вида (IV.1.50) по  $\alpha_{4r}$  и  $\alpha_{8r}$  (табл. 7). При получении производных учитывалось значение поправки  $v_\beta$ , вычисленное по формуле (IV.1.51).

Таблица 7

Измеренный угол	Частные производные от $\alpha_i$										
	$\alpha_1$	$\alpha_2$	$\alpha_3$	$\alpha_4$	$\alpha_5$	$\alpha_6$	$\alpha_7$	$\alpha_8$	$\alpha_9$	$\alpha_{10}$	$\alpha_{11}$
$\alpha_{4r}$	1	1	1	4/4	3/4	2/4	1/4	0	0	0	0
$\alpha_{8r}$	0	0	0	0	1/4	2/4	3/4	4/4	1	1	1

Подставим значения частных производных  $\frac{\partial \alpha_i}{\partial \alpha_{4r}}$  в формулу (IV.1.49)

$$\begin{aligned}
f_{\alpha_1} = \frac{\partial X_K}{\partial \alpha_{4r}} = & -\left\{ (\Delta y_1 + \Delta y_2 + \Delta y_3) + \frac{1}{4} (4\Delta y_4 + \right. \\
& \left. + 3\Delta y_5 + 2\Delta y_6 + \Delta y_7) \right\}.
\end{aligned}$$

Первая сумма представляет собой

$$\Delta y_1 + \Delta y_2 + \Delta y_3 = Y_3 - Y_A.$$

Во второй сумме заменим

$$\Delta y_4 = Y_4 - Y_3; \quad \Delta y_5 = Y_5 - Y_4; \quad \Delta y_6 = Y_6 - Y_5;$$

$$\Delta y_7 = Y_7 - Y_6.$$

В результате получим

$$\begin{aligned} & \frac{1}{4}(4Y_4 - 4Y_3 + 3Y_5 - 3Y_4 + 2Y_6 - 2Y_5 + Y_7 - Y_6) = \\ & = \frac{1}{4}(Y_4 + Y_5 + Y_6 + Y_7) - Y_3, \end{aligned}$$

где первый член является ординатой центра тяжести  $O$  точек 4, 5, 6 и 7 (см. рис. 44), т. е. точек, измеренные углы которых получили в результате уравнивания одну и ту же поправку  $v_B$ . Обозначим  $1/4(Y_4 + Y_5 + Y_6 + Y_7) = Y_O$ , в результате получим

$$f_{\alpha_1} = -(Y_3 - Y_A + Y_O - Y_3) = Y_A - Y_O -$$

это проекция на ось ординат расстояния  $D_1$  от исходной точки  $A$  до центра тяжести  $O$ . Поэтому можно записать

$$f_{\alpha_1} = Y_A - Y_O = D_{y1}.$$

Частная производная от  $X_K$  по  $\alpha_{8\Gamma}$  будет равна

$$\begin{aligned} f_{\alpha_2} = \frac{\partial X_K}{\partial \alpha_{8\Gamma}} = & - \left\{ \frac{1}{4}(\Delta y_5 + 2\Delta y_6 + 3\Delta y_7 + 4\Delta y_8) + \right. \\ & \left. + (\Delta y_9 + \Delta y_{10} + \Delta y_{11}) \right\}. \end{aligned}$$

Путем аналогичных преобразований эта производная приводится к виду  $f_{\alpha_2} = Y_K - Y_O = D_{y2}$ , а следовательно,

$$M_{xK\alpha_1}^2 = f_{\alpha_1}^2 \frac{m_{\alpha_1}^2}{\rho^2} = \frac{m_{\alpha_1}^2}{\rho^2} D_{y1}^2;$$

$$M_{xK\alpha_2}^2 = f_{\alpha_2}^2 \frac{m_{\alpha_2}^2}{\rho^2} = \frac{m_{\alpha_2}^2}{\rho^2} D_{y2}^2. \quad (\text{IV.1.52})$$

Таким же образом находятся погрешности по оси ординат:

$$M_{yK\alpha_1}^2 = \frac{m_{\alpha_1}^2}{\rho^2} D_{x1}^2; \quad M_{yK\alpha_2}^2 = \frac{m_{\alpha_2}^2}{\rho^2} D_{x2}^2, \quad (\text{IV.1.53})$$

где  $D_{x1} = X_O - X_A$  и  $D_{x2} = X_O - X_K$ .

Найдем составляющие погрешности координат точки  $K$ , зависящие от ошибок уравненных углов  $\beta_4, \beta_5, \beta_6$  и  $\beta_7$  секции 4—7. Частные производные от определяемой функции  $X_K$  (IV.1.48) по горизонтальным углам  $\beta_i$  будут равны

$$f_{\beta_i} = \frac{\partial X_K}{\partial \beta_i} = - \left( \Delta y_1 \frac{\partial \alpha_1}{\partial \beta_i} + \Delta y_2 \frac{\partial \alpha_2}{\partial \beta_2} + \dots + \Delta y_n \frac{\partial \alpha_n}{\partial \beta_i} \right). \quad (\text{IV.1.54})$$

Кроме того, углы  $\beta_4, \beta_5, \beta_6$  и  $\beta_7$  являются аргументами дирекционных углов  $\alpha_5, \alpha_6$  и  $\alpha_7$  (IV.1.50). При этом следует принимать во внимание значение поправки  $v_B$  (IV.1.51). Вычислим частные производные от  $\alpha_5, \alpha_6$  и  $\alpha_7$  по углам  $\beta_4, \beta_5, \beta_6$  и  $\beta_7$  (табл. 8).

Таблица 8

Измеренный угол $\beta_i$	Частные производные от $\alpha_i$		
	$\alpha_5$	$\alpha_6$	$\alpha_7$
$\beta_4$	3/4	2/4	1/4
$\beta_5$	-1/4	2/4	1/4
$\beta_6$	-1/4	-2/4	1/4
$\beta_7$	-1/4	-2/4	-3/4

Подставим полученные значения частных производных последовательно в формулу (IV.154). После подстановки первой строки получим

$$\begin{aligned} f_{\beta_4} &= -\frac{1}{4} (3\Delta y_5 + 2\Delta y_6 + \Delta y_7) = -\frac{1}{4} (3Y_5 - 3Y_4 + 2Y_6 - \\ &- 2Y_5 + Y_7 - Y_6) = -\frac{1}{4} (Y_4 + Y_5 + Y_6 + Y_7 - 4Y_4) = Y_4 - \\ &- \frac{1}{4} (Y_4 + Y_5 + Y_6 + Y_7) = Y_4 - Y_O. \end{aligned}$$

Величина  $Y_4 - Y_O$  — проекция на ось ординат расстояния  $r_4$  от точки 4, в которой измерен угол  $\beta_4$ , до центра тяжести  $O$  (см. рис. 43). Поэтому можно обозначить

$$f_{\beta_4} = Y_4 - Y_O = r_{y4}.$$

После подстановки в формулу (IV.154) значений второй строки табл. 8 будем иметь

$$\begin{aligned} f_{\beta_5} &= -\frac{1}{4} (-\Delta y_5 + 2\Delta y_6 + \Delta y_7) = -\frac{1}{4} (Y_4 - Y_5 + 2Y_6 - \\ &- 2Y_5 + Y_7 - Y_6) = -\frac{1}{4} (Y_4 + Y_5 + Y_6 + Y_7 - 4Y_5) = \\ &= Y_5 - Y_O = r_{y5}. \end{aligned}$$

Аналогичным образом получим

$$f_{\beta_6} = Y_6 - Y_O = r_{y6} \text{ и } f_{\beta_7} = Y_7 - Y_O = r_{y7}.$$

Вычислив частные производные от  $Y_K$  (IV.148) по углам  $\beta_4, \beta_5, \beta_6$  и  $\beta_7$ , будем иметь

$$\begin{aligned} \frac{\partial Y_K}{\partial \beta_4} &= X_O - X_4 = r_{x4}; & \frac{\partial Y_K}{\partial \beta_5} &= X_O - X_5 = r_{x5}; \\ \frac{\partial Y_K}{\partial \beta_6} &= X_O - X_6 = r_{x6}; & \frac{\partial Y_K}{\partial \beta_7} &= X_O - X_7 = r_{x7}. \end{aligned}$$



Используя полученные значения частных производных, по формуле (IV.1.2) найдем

$$M_{xK\beta}^2 = \frac{1}{\rho^2} \sum_{i=1}^{n_c} r_{yi}^2 m_{\beta i}^2; \quad M_{yK\beta}^2 = \frac{1}{\rho^2} \sum_{i=1}^{n_c} r_{xi}^2 m_{\beta i}^2, \quad (\text{IV.1.55})$$

где  $n_c$  — число горизонтальных углов в секции.

При равноточном измерении горизонтальных углов

$$M_{xK\beta}^2 = \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{n_c} r_{yi}^2; \quad M_{yK\beta}^2 = \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{n_c} r_{xi}^2. \quad (\text{IV.1.56})$$

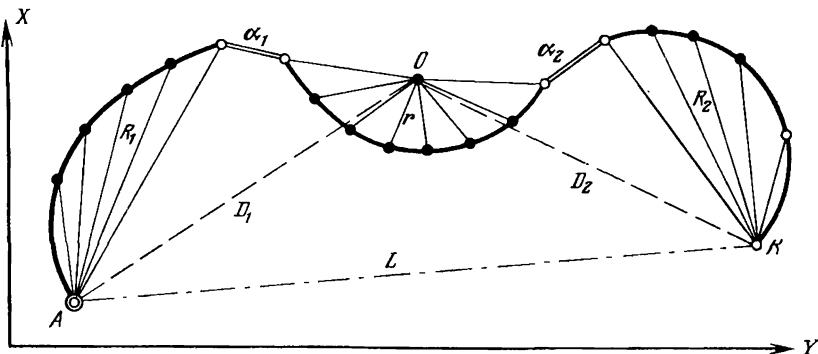


Рис. 45. Обобщенная схема теодолитного хода с двумя гиросторонами

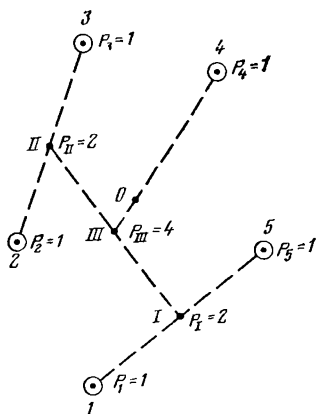


Рис. 46. Схема графического определения центра тяжести

Суммируя квадратические погрешности всех измеренных в ходе (рис. 45) величин, найдем при равноточно измеренных горизонтальных углах

$$M_{xK}^2 = \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \left( \frac{1}{2} \sum_R R_{yi}^2 + \sum_r r_{yi}^2 \right) + \frac{1}{\rho^2} (m_{\alpha}^2 D_{y1}^2 +$$

$$+ m_{\alpha_2}^2 D_{y2}^2) + \frac{1}{2} \mu^2 \sum_{i=1}^n l_i \cos^2 \alpha_i + \lambda^2 L_x^2, \quad (\text{IV.1.57})$$

и

$$M_{yK}^2 = \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \left( \frac{1}{2} \sum_K R_{xi}^2 + \sum_r r_{xi}^2 \right) + \frac{1}{\rho^2} (m_{\alpha_1}^2 D_{x1}^2 + m_{\alpha_2}^2 D_{x2}^2) + \frac{1}{2} \mu^2 \sum_{i=1}^n l_i \sin^2 \alpha_i + \lambda^2 L_y^2;$$

$$M_K^2 = \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \left( \frac{1}{2} \sum_R R_i^2 + \sum_r r_i^2 \right) + \frac{1}{\rho^2} (m_{\alpha_1}^2 D_1^2 + m_{\alpha_2}^2 D_2^2) + \frac{1}{2} \mu^2 \sum_{i=1}^n l_i + \lambda^2 L^2,$$

где  $n$  — число сторон всего полигона, а буквы при знаках суммы обозначают соответствующие области суммирования.

В формулах (IV.1.57) умножением отдельных членов на  $1/2$  учитывается двойное проложение крайних участков полигона и учитывается двойное проложение крайних участков полигона и измерение длины всех сторон.

Положение центра тяжести точек секции можно вычислить по формулам

$$X_0 = \frac{1}{n_c} \sum_{i=1}^{n_c} X_i; \quad Y_0 = \frac{1}{n_c} \sum_{i=1}^{n_c} Y_i,$$

где  $n_c$  — число точек секции, или определить графически непосредственно по схеме сети. Последний способ при использовании схемы сети для определения параметров, входящих в формулы (IV.1.57), наиболее удобен. Рассмотрим его подробнее.

Приняв массы каждой из пяти точек равными условной единице, т. е.  $p_i = 1$ , вначале найдем центры тяжести двух пар точек 1—5 и 2—3 делением пополам линий, их соединяющих (рис. 46). Вновь полученным центрам тяжести I и II придадим массы, равные сумме масс точек, принимающих участие в образовании этих центров, в нашем примере  $p_I = 2$  и  $p_{II} = 2$ . Аналогичным образом находим центр тяжести III новых точек I и II. Масса этого центра будет равна  $p_{III} = p_I + p_{II} = 4$ . Остается найти центр тяжести точек III и 4. Для этого делим расстояние III—4 на число частей, равное сумме масс этих точек, т. е. в нашем примере на пять частей, и, используя условие равенства моментов сил, окончательно определяем центр тяжести O всех пяти точек. Для контроля целесообразно выполнить аналогичные построения при ином объединении точек. Найденные таким образом центры тяжести должны совпадать.

Приведем удобные для вычислений на микрокалькуляторах, особенно программируемых, формулы нахождения сумм типа  $\Sigma R_i^2$  и  $\Sigma r_i^2$ , входящих в выражения (IV.1.57). Суммы  $\Sigma R_i^2$  можно вычислить по формулам

$$\begin{aligned} \sum_{i=1}^n R_{xi}^2 &= \sum_{i=1}^n X_i^2 + nX_A^2 - 2X_A \sum_{i=1}^n X_i; \\ \sum_{i=1}^n R_{yi}^2 &= \sum_{i=1}^n Y_i^2 + nY_A^2 - 2Y_A \sum_{i=1}^n Y_i; \\ \sum_{i=1}^n R_i^2 &= \sum_{i=1}^n R_{xi}^2 + \sum_{i=1}^n R_{yi}^2, \end{aligned} \quad (\text{IV.1.58})$$

где  $n$  — число углов, измеренных на начальном или конечном участках хода (см. рис. 45);  $X_i$  и  $Y_i$  — координаты точек одного из этих участков, на которых измерены горизонтальные углы  $\beta_i$ ;  $X_A$  и  $Y_A$  — координаты начальной  $A$  или конечной  $K$  точки участка, для которого вычисляются суммы (IV.1.58).

Для секции, расположенной между гиросторонами, сумму типа  $\Sigma r_i^2$  можно найти по формулам

$$\begin{aligned} \sum_{i=1}^{n_c} r_{xi}^2 &= \sum_{i=1}^{n_c} X_i^2 - \frac{1}{n_c} \left( \sum_{i=1}^{n_c} X_i \right)^2; \\ \sum_{i=1}^{n_c} r_{yi}^2 &= \sum_{i=1}^{n_c} Y_i^2 - \frac{1}{n_c} \left( \sum_{i=1}^{n_c} Y_i \right)^2; \\ \sum_{i=1}^{n_c} r_i^2 &= \sum_{i=1}^{n_c} r_{xi}^2 + \sum_{i=1}^{n_c} r_{yi}^2, \end{aligned} \quad (\text{IV.1.59})$$

где  $n_c$  — число точек секции, на которых измерены горизонтальные углы.

Приведенные формулы позволяют, вводя последовательно координаты  $X_i$  и  $Y_i$ , накапливаемым получать суммы  $\Sigma X_i$ ,  $\Sigma X_i^2$ ,  $\Sigma Y_i$  и  $\Sigma Y_i^2$ . Кроме того, при получении вида (IV.1.59) не возникает необходимость в нахождении центра тяжести.

**Погрешности координат конечной точки хода произвольной формы с тремя и более гиросторонами.** Средние погрешности положения точки  $K$  при равноточно измеренных горизонтальных углах на точках хода (рис. 47) определяются по формулам

$$\begin{aligned} M_{xK}^2 &= \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \left( \frac{1}{2} \sum_R R_{yi}^2 + \sum_r r_{yi}^2 \right) + \frac{1}{\rho^2} (m_{\alpha_1}^2 D_{y1}^2 + m_{\alpha_2}^2 D_{y2}^2 + m_{\alpha_s}^2 D_{ys}^2) + \\ &+ \frac{1}{2} \mu^2 \sum_{i=1}^n l_i \cos^2 \alpha_i + \lambda^2 L_x^2. \end{aligned}$$

$$M_{yK}^2 = \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \left( \frac{1}{2} \sum_R R_{xi}^2 + \sum_r r_{xi}^2 \right) + \frac{1}{\rho^2} (m_{\alpha_1}^2 D_{x1}^2 + m_{\alpha_2}^2 D_{x2}^2 + m_{\alpha_3}^2 D_{x3}^2) + \frac{1}{2} \mu^2 \sum_{i=1}^n l_i \sin^2 \alpha_i + \lambda^2 L_y^2, \quad (\text{IV.1.60})$$

$$M_K^2 = \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \left( \frac{1}{2} \sum_R R_i^2 + \sum_r r_i^2 \right) + \frac{1}{\rho^2} (m_{\alpha_1}^2 D_1^2 + m_{\alpha_2}^2 D_2^2 + m_{\alpha_3}^2 D_3^2) + \frac{1}{2} \mu^2 \sum_{i=1}^n l_i + \lambda^2 L^2,$$

где  $n$  — число сторон всего хода.

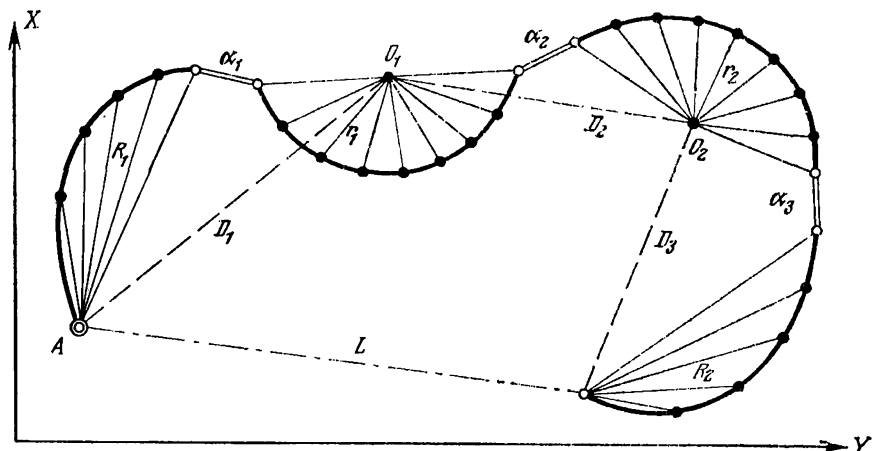


Рис. 47. Обобщенная схема теодолитного хода с тремя гиросторонами

Использование большего числа гиросторон не вызывает принципиальных изменений; увеличивается лишь число параметров, входящих в формулы (IV.1.60). Таким образом, рассматриваемый ход представляет собой общий случай, от которого, исключая отдельные участки, можно перейти к частным, в том числе к свободному ходу (см. рис. 41).

Анализируя формулы (IV.1.60), можно сделать следующие выводы.

1. Наличие гиросторон не влияет на накопление ошибок положения точек, обусловленных погрешностями линейных измерений.

2. На тех участках хода, где значения измеренных горизонтальных углов не исправляются поправками, влияние их погрешностей пропорционально расстояниям  $R_i$  от точек, которым

принадлежат эти углы, до начальной или конечной точек  $A$  и  $K$ .

3. Распределение угловых невязок секций поровну в горизонтальные углы приводит к изменению механизма накопления ошибок. Влияние погрешностей уравненных таким способом горизонтальных углов на ошибки положения точки  $K$  пропорционально расстояниям  $r_i$  от точек, к которым относятся уравненные углы, до центра тяжести этих точек секции. Во всех случаях это вызывает повышение точности положения точек хода.

4. Влияние погрешностей измерения горизонтальных углов  $m_{\alpha_i}$  на точность положения точек хода определяется длиной  $D_i$  сторон фиктивного полигона, проложенного через центры тяжести секций от начальной точки  $A$  до конечной —  $K$ . При выводе формул (IV.1.57) и (IV.1.60) предполагалось, что дирекционные углы  $\alpha_1, \alpha_2, \dots, \alpha_d$  ( $d$  — число гиросторон) измерены независимо. При введении одной и той же приборной поправки в разные измеренные дирекционные углы они становятся зависимыми. Влияние погрешности определения поправки приобретает систематический характер, и формулы учета этого влияния усложняются.

Отметим, что строгое совместное уравнивание с учетом весов измеренных дирекционных углов обуславливает незначительное повышение точности положения точки  $K$ , связанное с некоторым изменением положения центров тяжести.

**Погрешности координат конечной точки хода произвольной формы с измеренными дирекционными углами всех сторон.** Этот метод построения планового обоснования применяется довольно редко при создании сетей повышенной точности. В перспективе с появлением малогабаритных гиросприборов этот способ найдет более широкое применение.

При рассмотрении механизма накопления погрешностей в таких ходах будем считать, что независимая поправка гиросприбора вводится в результаты гироскопических определений, выполненных в течение одного дня. Оцениваемая функция  $X_K$  имеет вид

$$\begin{aligned}
 X_K = & X_A + l_{11} \cos \alpha_{11} + l_{12} \cos \alpha_{12} + \dots + l_{1n_1} \cos \alpha_{1n_1} + l_{21} \cos \alpha_{21} + \\
 & + l_{22} \cos \alpha_{22} + \dots + l_{2n_2} \cos \alpha_{2n_2} + \dots + l_{g1} \cos \alpha_{g1} + l_{g2} \cos \alpha_{g2} + \\
 & + \dots + l_{gn_g} \cos \alpha_{gn_g}.
 \end{aligned}
 \tag{IV.1.61}$$

Индексы при величинах  $l_{ij}$  и  $\alpha_{ij}$  обозначают:  $i$  — номер группы гиросторон, в которые введена одна и та же поправка гиросприбора  $\delta_i$ , а  $j$  — номер гиростороны в группе  $i$ ;  $g$  — число групп: промежуточные точки  $1, 2, 3, \dots, g - 1$  являются границами между группами гиросторон (рис. 48).

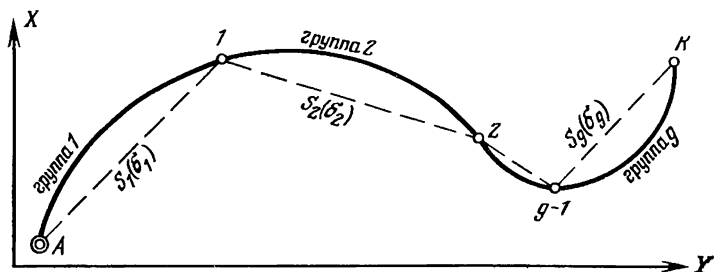


Рис. 48. Обобщенная схема хода, состоящего из гиросторон, при групповом введении поправки

Дирекционный угол гиростороны  $\alpha_{ij}$  вычисляется по формуле

$$\alpha_{ij} = \Gamma_{ij} + \delta_i - \Delta\gamma_{ij}, \quad (\text{IV.1.62})$$

где  $\Gamma_{ij}$  — гироскопический азимут, измеренный на данной гиростороне;  $\delta_i$  — поправка гироскопа, вводимая в данную группу гиросторон, ее величина не зависит от  $\Gamma_{ij}$ ;  $\Delta\gamma_{ij}$  — поправка за сближение меридианов (практически безошибочная).

Результаты измерений независимы по группам гиросторон, поэтому можно записать

$$M_{xK}^2 = M_{xK1}^2 + M_{xK2}^2 + \dots + M_{xKg}^2,$$

где  $M_{xKi}$  — средняя погрешность положения точки  $K$  по оси  $X$ , зависящая от точности измеренных величин в  $i$ -й группе гиросторон.

Найдем  $M_{xK1}$  для первой группы гиросторон, в которой измеренными величинами будут гироскопические азимуты  $\Gamma_{1j}$  и поправка  $\delta_1$ . Частные производные от функции  $X_K$  (IV.1.61) по этим величинам будут следующими:

$$f_j = \frac{\partial X_K}{\partial \Gamma_{1j}} = - \left( \Delta y_{11} \frac{\partial \alpha_{11}}{\partial \Gamma_{1j}} + \Delta y_{12} \frac{\partial \alpha_{12}}{\partial \Gamma_{1j}} + \dots + \Delta y_{1n_1} \frac{\partial \alpha_{1n_1}}{\partial \Gamma_{1j}} \right);$$

$$f_{\delta_1} = \frac{\partial X_K}{\partial \delta_1} = - \left( \Delta y_{11} \frac{\partial \alpha_{11}}{\partial \delta_1} + \Delta y_{12} \frac{\partial \alpha_{12}}{\partial \delta_1} + \dots + \Delta y_{1n_1} \frac{\partial \alpha_{1n_1}}{\partial \delta_1} \right).$$

С учетом значения  $\alpha_{ij}$  из (IV.1.62), получим

$$f_j = -\Delta y_{1j}; \quad f_{\delta_1} = -(\Delta y_{11} + \Delta y_{12} + \dots + \Delta y_{1n_1}) = Y_{n_1} - Y_{K1} = S_{y1},$$

где  $Y_{n_1}$  и  $Y_{K1}$  — ординаты начальной и конечной точек первой группы гиросторон;  $S_{y1}$  — проекция на ось ординат расстояния  $S_1$  между начальной и конечной точками данной группы. Следовательно, можно записать

$$M_{xK1}^2 = \frac{1}{\rho^2} \left( \sum_{j=1}^{n_1} m_{\Gamma_{1j}}^2 \Delta y_{1j}^2 + m_{\delta_1}^2 S_{y1}^2 \right).$$

Выполнив аналогичные операции с остальными группами гиросторон и сложив квадратические погрешности, найдем окончательное выражение для средней квадратической ошибки абсциссы конечной точки  $K$ . При этом будем считать, что измерения гироскопических азимутов равноточны и выполнены со средней погрешностью  $m_\Gamma$ . Также равноточны между собой поправки  $\delta_i$ , получаемые со средней погрешностью  $m_\delta$ . Тогда искомая средняя погрешность абсциссы точки  $K$  будет следующей:

$$M_{xK}^2 = \frac{1}{\rho^2} \left( m_\Gamma^2 \sum_{i=1}^n \Delta y_i^2 + m_\delta^2 \sum_{j=1}^g S_{yj}^2 \right) + M_{xKI}^2 \quad (\text{IV.1.63})$$

Аналогично можно доказать, что

$$M_{yK}^2 = \frac{1}{\rho^2} \left( m_\Gamma^2 \sum_{i=1}^n \Delta x_i^2 + m_\delta^2 \sum_{j=1}^g S_{xj}^2 \right) + M_{yKI}^2 \quad (\text{IV.1.64})$$

И наконец, обобщенная ошибка будет равна

$$M_K^2 = \frac{1}{\rho^2} \left( m_\Gamma^2 \sum_{i=1}^n l_i^2 + m_\delta^2 \sum_{j=1}^g S_j^2 \right) + M_{KI}^2 \quad (\text{IV.1.65})$$

В этих формулах  $\Delta x_i$ ,  $\Delta y_i$  и  $l_i$  — приращения координат и длина гиросторон;  $n$  — число всех гиросторон хода;  $M_{xKI}$ ,  $M_{yKI}$  и  $M_{KI}$  — составляющие общих ошибок, зависящие от погрешностей линейных измерений, которые рассмотрены выше при анализе свободных сетей.

На практике применяют и другой способ введения поправки гиросприбора, при котором результаты определения получают поправку, вычисленную как среднее двух очередных ее определений, произведенных до и после измерений данной группы. Для этого способа получены и приведены в [7] соответствующие формулы ошибок положения конечной точки. В результате несложных преобразований придадим этим формулам следующий вид:

$$\begin{aligned} M_{xK}^2 &= \frac{1}{\rho^2} \left( m_\Gamma^2 \sum_{i=1}^n \Delta y_i^2 + \frac{m_\delta^2}{4} \sum_{j=1}^g S_{yj}^2 \right) + M_{xKI}^2; \\ M_{yK}^2 &= \frac{1}{\rho^2} \left( m_\Gamma^2 \sum_{i=1}^n \Delta x_i^2 + \frac{m_\delta^2}{4} \sum_{j=1}^g S_{xj}^2 \right) + M_{yKI}^2; \\ M_K^2 &= \frac{1}{\rho^2} \left( m_\Gamma^2 \sum_{i=1}^n l_i^2 + \frac{m_\delta^2}{4} \sum_{j=1}^g S_j^2 \right) + M_{KI}^2. \end{aligned} \quad (\text{IV.1.66})$$

При выводе этих формул были приняты те же условия и обозначения, что для формул (IV.1.63—IV.1.65). Однако расстояния  $S_j$  и их проекции  $S_{xj}$  и  $S_{yj}$  определяют путем усреднения (рис. 49).

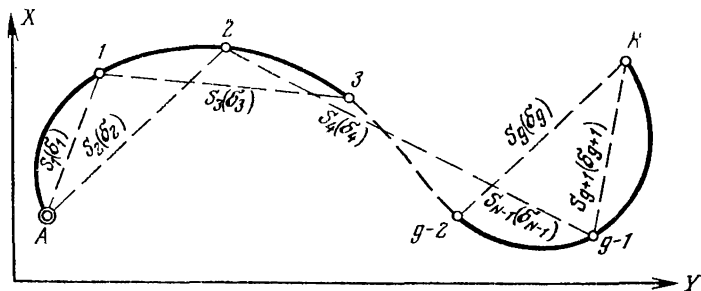


Рис. 49. Обобщенная схема хода, состоящего из гиросторон, при введении поправки путем усреднения

В ходах подобного вида в случае независимого измерения всех дирекционных углов (когда в каждый из них вводится своя поправка) приведенные выше формулы принимают вид

$$\begin{aligned}
 M_{xK}^2 &= \frac{m_\alpha^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^n \Delta y_i^2 + M_{xKI}^2; \\
 M_{yK}^2 &= \frac{m_\alpha^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^n \Delta x_i^2 + M_{yKI}^2; \\
 M_K^2 &= \frac{m_\alpha^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^n l_i^2 + M_{KI}^2,
 \end{aligned}
 \tag{IV.1.67}$$

где  $m_\alpha$  — средняя погрешность определения дирекционного угла, в приведенных формулах принята одинаковой для всех измерений.

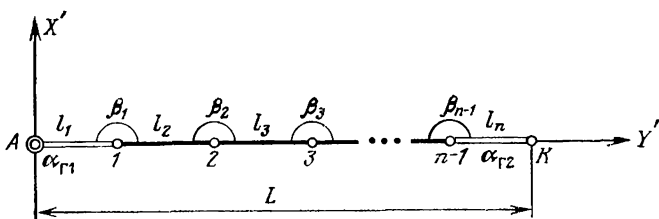


Рис. 50. Схема вытянутого теодолитного хода с двумя гиросторонами

**Накопление погрешностей в вытянутых ходах с гиросторонами.** В вытянутых свободных ходах (см. рис. 43) погрешности угловых измерений формируют поперечную ошибку положения конечной точки, а линейные — продольную. В вытянутых ходах с гиросторонами этот принцип накопления погрешностей сохраняется.



Используя аналогичный метод определения продольной и поперечной погрешностей вытянутого свободного хода, можно получить поперечную погрешность  $t$  для равностороннего хода, заключенного между двумя гиросторонами (рис. 50):

$$t = \frac{m_{\beta} L}{\rho} \sqrt{\frac{(n-1)(n-2)}{12n} + \frac{q}{2}}, \quad (\text{IV.1.68})$$

где, как и ранее,  $q = m_{\alpha}^2 / m_{\beta}^2$ .

При  $n > 10$  можно воспользоваться приближенной формулой

$$t = \frac{m_{\beta} L}{\rho} \sqrt{\frac{n+6q-2}{12}}. \quad (\text{IV.1.69})$$

Продольная погрешность остается прежней, т. е.

$$p = \sqrt{\mu^2 L + \lambda^2 L^2}. \quad (\text{IV.1.70})$$

Для вытянутого равностороннего хода, состоящего из  $N$  секций, с равным числом сторон в каждой секции, поперечная погрешность равна

$$t = \frac{m_{\beta} L}{2N\rho} \sqrt{\frac{n^2 - N^2}{3n} + 2q(2N-1)}. \quad (\text{IV.1.71})$$

Продольная погрешность и в этом случае выражается формулой (IV.1.70).

Если известны поперечная и продольная погрешности вытянутого хода, можно найти погрешности по осям принятой системы координат по формулам

$$M_{xK}^2 = t^2 \sin^2 \alpha + p^2 \cos^2 \alpha;$$

$$M_{yK}^2 = t^2 \cos^2 \alpha + p^2 \sin^2 \alpha,$$

где  $\alpha$  — дирекционный угол оси вытянутого хода в принятой системе координат. Легко доказать, что

$$M_K^2 = M_{xK}^2 + M_{yK}^2 = t^2 + p^2.$$

Для вытянутого равностороннего хода, в котором измерены дирекционные углы всех сторон и поправки гиросторона введены в отдельные группы дирекционных углов, формула поперечной погрешности приобретает вид

$$t = \frac{L}{\rho} \sqrt{\frac{m_{\Gamma}^2}{n} + \frac{m_{\delta}^2}{g}}, \quad (\text{IV.1.72})$$

где  $n$  — число всех сторон хода;  $g$  — число групп гиросторона, в каждую из которых введена соответствующая поправка.

Для второго способа введения поправки гиросторона (см. рис. 49) получим

$$t = \frac{L}{\rho} \sqrt{\frac{m_{\Gamma}^2}{n} + \frac{m_{\delta}^2 (2g-1)}{2g^2}}. \quad (\text{IV.1.73})$$

При выводе формул (IV.1.72) и (IV.1.73) число сторон во всех группах было принято одинаковым. Если пренебречь единицей, стоящей в круглых скобках второго члена подкоренного выражения формулы (IV.1.73), то получим формулу (IV.1.72). Это свидетельствует о том, что если поправки гироприборов — величины случайные и независимые, то с точки зрения накопления ошибок способы введения поправок равнозначны и для предварительных расчетов точности можно вместо формул (IV.1.66) и (IV.1.73) использовать формулы (IV.1.63), (IV.1.64), (IV.1.70) и (IV.1.72) как более простые.

И наконец, для равностороннего вытянутого хода, в котором дирекционные углы всех сторон измерены независимо, получим

$$t = \frac{m_{\alpha} L}{\rho \sqrt{n}}. \quad (\text{IV.1.74})$$

Все приведенные выше формулы применимы при тех же отклонениях ходов от прямолинейного и тех же колебаниях длины сторон, какие отмечены для свободных ходов.

#### IV.1.6. ТОЧНОСТЬ РАЗЛИЧНЫХ СХЕМ ПОСТРОЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ТЕОДОЛИТНЫХ ХОДОВ

Сравним поперечные погрешности конечных точек вытянутых ходов при различном числе гиросторон.

Для удобства анализируемым ходам придадим следующие номера:

1 — свободный ход с одной гиростороной в начале; поперечная погрешность вычисляется по формуле (IV.1.45);

2 — ход с двумя гиросторонами, расположенными в начале и конце; погрешность определяется по формуле (IV.1.69);

3 — ход с  $d=N+1$  гиросторонами, размещенными равномерно; погрешность выражается формулой (IV.1.71);

4 — ход с измеренными дирекционными углами всех сторон и групповым введением поправки гироприбора; поперечная погрешность вычисляется по формуле (IV.1.72);

5 — ход с независимо определенными дирекционными углами всех сторон; для вычисления погрешности используют формулу (IV.1.74).

Предположим:  $L=2000$  м,  $l=50$  м,  $n=40$ ,  $m_{\beta} = \pm 20''$ ;  $m_{\alpha} = \pm 20''$ ;  $m_{\gamma} = \pm 15''$ ;  $m_{\delta} = \pm 10''$ . Вычислим поперечные погрешности  $t$  для пяти перечисленных ходов нашего примера (табл. 9). Чистое время на угловые измерения рассчитывается при условии, что горизонтальный угол измеряется в течение 10 мин, гироскопический азимут — 30 мин, поправка гирокомпаса (3—4 пуска) — 60 мин для ходов 1, 2, 3 и 4 и 30 мин для хода 5. При этом считается, что в ходах 1, 2, 3 и 5 поправки определены для каждого дирекционного угла отдельно.

Таблица 9

Характеристика	Вытянутые ходы				
	1	2	3		
	$d=1$	$d=2$	$d=4$	$d=6$	$d=11$
Погрешность $t$ , м	0,73	0,37	0,16	0,11	0,07
Продолжительность угловых измерений, ч	8	10	13	16	23

Продолжение

Характеристика	Вытянутые ходы					5
	4					
	$g=1$	$g=2$	$g=4$	$g=8$	$g=10$	
Погрешность $t$ , м	0,10	0,072	0,054	0,041	0,038	0,031
Продолжительность угловых измерений, ч	21	22	24	28	30	40

Приняв  $\mu=0,001 \text{ м}^{1/2}$  и  $\lambda=0,00005$ , для всех ходов получим одинаковую продольную погрешность  $p=0,110 \text{ м}$ .

На основе сравнения можно сделать следующие выводы.

1. С увеличением числа гиросторон поперечная погрешность вытянутого хода существенно уменьшается. Для ходов 2 и 3 это уменьшение по сравнению с ходом 1 пропорционально числу гиросторон.

2. Объем измерений возрастает, однако медленнее, чем повышается точность. Например, чтобы обеспечить точность хода 2, нужно четыре раза проложить висячий ход 1. Достижение же точности ходов 3, 4, 5 многократным проложением хода 1 практически невозможно.

3. Наиболее точные результаты получаются в ходе 5; независимость измерений дирекционных углов современными гироскопическими приборами может быть достигнута только благодаря значительным затратам времени. При этом кроме приведенных (см. табл. 9) следует учитывать затраты времени на многократные переходы от исходной стороны, на которой определяется поправка, к ориентируемым. В остальных ходах применение гироскопического ориентирования, во-первых, повышает точность положения точек сети и, во-вторых, требует на достижение одной и той же точности в несколько раз меньших затрат времени по сравнению с проложением повторных ходов. Также следует иметь в виду, что Инструкция по производству марк-

шейдерских работ разрешает проложение хода между гиристоронами один раз, считая, что угловые измерения в этом случае контролируются надежно. Особое внимание при этом следует обратить на обеспечение надежного контроля линейных измерений.

#### IV.1.7. СРЕДНЯЯ ПОГРЕШНОСТЬ ДИРЕКЦИОННЫХ УГЛОВ СЕКЦИИ, УРАВНЕННОЙ ПО УГЛАМ

Рассмотрим наиболее распространенный случай, когда угловая невязка распределяется поровну только в горизонтальные углы секций (рис. 51). В этом случае в каждый угол вводят поправку

$$v_{\beta} = -\frac{W_{\beta}}{n+1} = -\frac{1}{n+1} (\alpha_n - \alpha_k + \beta_1 + \beta_2 + \dots + \beta_{n+1} + c_0),$$

где  $n$  — число сторон секции;  $c_0$  — постоянная величина, кратная  $180^{\circ}$ .

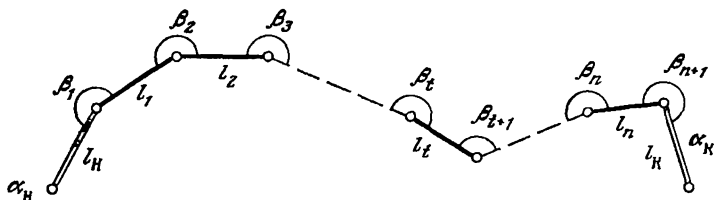


Рис. 51. Схема секции теодолитного хода

Оценим дирекционный угол некоторой стороны  $l_t$ , для чего выразим оцениваемую функцию через измеренные величины:

$$\alpha_t = \alpha_n + \beta_1 + \beta_2 + \dots + \beta_t - \frac{t}{n+1} (\alpha_n - \alpha_k + \beta_1 + \beta_2 + \dots + \beta_{n+1} + c_0) + c_1,$$

где  $t$  — номер оцениваемой стороны, отсчитываемый от любой из гиристорон;  $c_1$  — постоянная величина, кратная  $180^{\circ}$ .

Вычислим частные производные от  $\alpha_t$  по всем измеренным углам.

Измеренные углы:

$\alpha_n$   
 $\alpha_k$   
 $\beta_1$   
 $\beta_2$   
 $\dots$   
 $\beta_t$   
 $\beta_{t+1}$   
 $\dots$   
 $\beta_{n+1}$

Частные производные  $f_i$ :

$(n+1-t)/(n+1)$   
 $t/(n+1)$   
 $(n+1-t)/(n+1)$   
 $(n+1-t)/(n+1)$   
 $\dots$   
 $(n+1-t)/(n+1)$   
 $-t/(n+1)$   
 $\dots$   
 $-t/(n+1)$

Подставим эти частные производные и средние погрешности измерения дирекционных углов  $m_{\alpha_n}$ ,  $m_{\alpha_k}$  и горизонтальных углов  $m_\beta$  в формулу (IV.1.2). После преобразований получим

$$M_{\alpha_t} = \frac{1}{n+1} \sqrt{(n+1-t)^2 m_{\alpha_n}^2 + t^2 m_{\alpha_k}^2 + t(n+1)(n+1-t) m_\beta^2}.$$

Если исходные дирекционные углы безошибочны, т. е.  $m_{\alpha_n} = m_{\alpha_k} = 0$ , то

$$M_{\alpha_t} = m_\beta \sqrt{\frac{t(n+1-t)}{n+1}}.$$

Погрешность дирекционного угла стороны, находящейся в середине хода ( $t = (n+1)/2$ ), максимальна и равна

$$M_{\alpha_t} = \frac{1}{2} \sqrt{m_{\alpha_n}^2 + m_{\alpha_k}^2 + (n+1) m_\beta^2}.$$

Например, при  $m_{\alpha_n} = m_{\alpha_k} = m_\beta = \pm 20''$ ,  $n = 19$  получим: для  $t = 1$  погрешность  $M_{\alpha} = \pm 27''$ , для  $t = 5$  погрешность  $M_{\alpha} = \pm 42''$  и для  $t = 10$  (середина) —  $M_{\alpha} = \pm 47''$ .

Полученные формулы пригодны для оценки точности как дирекционных углов одиночного хода, расположенного между двумя гиросторонами, так и дирекционных углов любой секции. В последнем случае  $n$  и  $t$  — параметры оцениваемой секции.

#### IV.1.8. ЭЛЛИПС ПОГРЕШНОСТЕЙ ПОЛОЖЕНИЯ КОНЕЧНОЙ ТОЧКИ ТЕОДОЛИТНЫХ ХОДОВ

Параметры эллипса погрешностей положения пункта плановой сети (см. разд. IV.1.2) можно получить, используя элементы корреляционной матрицы оцениваемого пункта

$$K = \begin{vmatrix} K_{xx} & K_{xy} \\ K_{xy} & K_{yy} \end{vmatrix},$$

в которой  $K_{xx} = M_{xK}^2$ , а  $K_{yy} = M_{yK}^2$ .

Выше приведены формулы вычисления этих погрешностей для различных видов теодолитных ходов. Однако при определении значений  $K_{xx}$  и  $K_{yy}$  по этим формулам не нужно учитывать последние члены, содержащие коэффициент  $\lambda$ , который отражает влияние систематических погрешностей измерения длин. Таким образом, в матрице  $K$  остается неизвестным корреляционный момент  $K_{xy}$ . В общем случае он вычисляется по формуле

$$K_{xy} = \sum_{i=1}^n f_{xi} f_{yi} m_i^2,$$

где  $f_{xi}$  и  $f_{yi}$  — частные производные от оцениваемых функций  $X$  и  $Y$  по измеренным со средними погрешностями  $m_i$  величинами. Значения  $f_{xi}$  и  $f_{yi}$  для различных ходов получены выше. Следует отметить, что при вычислении корреляционного момента  $K_{xy}$  обязателен учет их знаков.

Для свободного хода при условии измерения длины сторон рулетками и равноточном измерении горизонтальных углов корреляционный момент будет в виде

$$K_{xy} = \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^n R_{xi} R_{yi} + \frac{m_{\alpha}^2}{\rho^2} L_x L_y + \mu^2 \sum_{i=1}^{n+1} l_i \sin \alpha_i \cos \alpha_i, \quad (\text{IV.1.75})$$

где  $R_{xi} = X_K - X_i$ ;  $R_{yi} = Y_i - Y_K$ ;  $L_x = X_K - X_A$ ;  $L_y = Y_A - Y_K$ . Знаки слагаемых суммы при коэффициенте  $\mu^2$  формулы (IV.1.75) определяются знаками функций  $\sin \alpha_i$  и  $\cos \alpha_i$ .

Для хода с несколькими гиросторонами (см. рис. 47) корреляционный момент будет следующим:

$$K_{xy} = \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \left( \frac{1}{2} \sum_R R_{xi} R_{yi} + \sum_r r_{xi} r_{yi} \right) + \frac{1}{\rho^2} (m_{\alpha_1}^2 D_{x1} D_{y1} + m_{\alpha_2}^2 D_{x2} D_{y2} + m_{\alpha_3}^2 D_{x3} D_{y3}) \frac{1}{2} \mu^2 \sum_{i=1}^n l_i \sin \alpha_i \cos \alpha_i. \quad (\text{IV.1.76})$$

где  $r_{xi} = X_O - X_i$ ;  $r_{yi} = Y_i - Y_O$ ;  $D_{x1} = X_{O1} - X_A$ ;  $D_{y1} = Y_A - Y_{O1}$ ;  $D_{x2} = X_{O2} - X_{O1}$ ;  $D_{y2} = Y_{O1} - Y_{O2}$ ;  $D_{x3} = X_K - X_{O2}$ ;  $D_{y3} = Y_{O2} - Y_K$ .

Остальные обозначения приведены выше.

Получив корреляционный момент  $K_{xy}$  и погрешности  $M_{xK}^2 = K_{xx}$  и  $M_{yK}^2 = K_{yy}$ , можно по формулам (IV.1.5—IV.1.7) определить параметры среднего эллипса погрешностей положения точки  $K$  или среднюю погрешность  $M_n$  по заданному направлению. Если вычислить центральные радиусы  $r_i$  эллипса погрешностей по одной из формул

$$r_i = \frac{AB}{\sqrt{A^2 \sin^2 \varphi_i + B^2 \cos^2 \varphi_i}}; \quad (\text{IV.1.77})$$

$$r_i = \sqrt{\frac{K_{xx} K_{yy} - K_{xy}^2}{K_{xx} \sin^2 \alpha_i + K_{yy} \cos^2 \alpha_i - K_{xy} \sin 2\alpha_i}} \quad (\text{IV.1.78})$$

для различных углов  $\varphi_i$  или  $\alpha_i$ , то можно построить в точке  $K$  средний квадратический эллипс погрешностей. В приведенных формулах:  $\varphi_i$  — угол между большой осью эллипса и радиусом  $r_i$ ;  $\alpha_i$  — дирекционный угол этого радиуса в системе координат оцениваемой сети.

Отметим, что поперечная  $t$  и продольная  $p$  погрешности вытянутых ходов — величины, не коррелированные между собой, следовательно, корреляционный момент  $K_{tp} = 0$ . В этом случае

векторы погрешностей совпадают с направлением осей эллипса, а численно погрешности  $t$  и  $p$  равны его полуосям.

Рассмотрим параметры эллипса погрешностей положения конечной точки  $K$  хода (рис. 52). С заданными исходными условиями:  $m_\beta = m_\alpha = \pm 20''$ ;  $\mu = 0,001 \text{ м}^{1/2}$ .

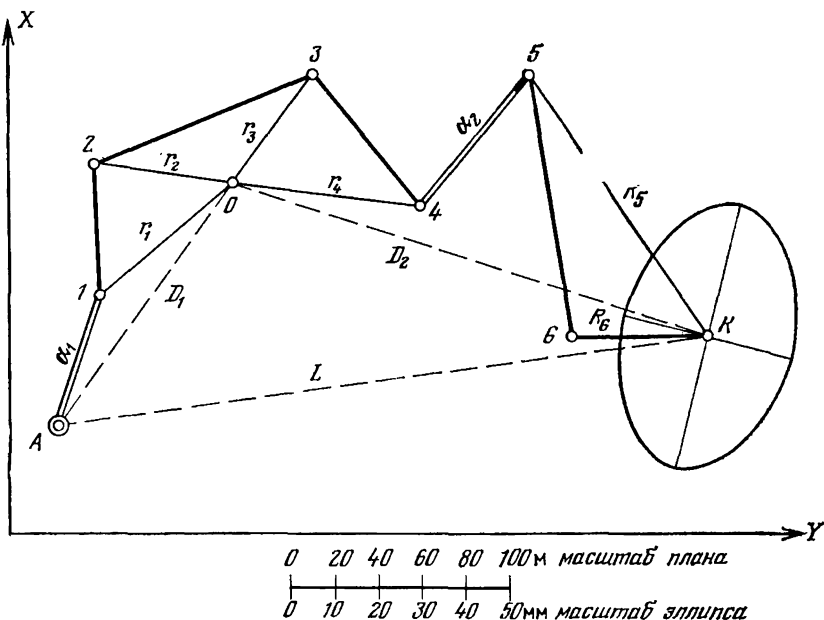


Рис. 52. Схема хода с эллипсом погрешностей положения конечной точки

В итоге измерений и с учетом параметров сети (табл. 10) получим:

$$\frac{1}{2} \Sigma R_x^2 + \Sigma r_x^2 = 12\,400; \quad \frac{1}{2} \Sigma R_y^2 + \Sigma r_y^2 = 21\,900;$$

$$\frac{1}{2} \Sigma l_i \cos^2 \alpha_i = 170; \quad \frac{1}{2} \Sigma l_i \sin^2 \alpha_i = 114;$$

$$\frac{1}{2} \Sigma R_x R_y + \Sigma r_x r_y = 1300; \quad \frac{1}{2} \Sigma l_i \sin \alpha \cos \alpha = 18;$$

$$D_{x1} = 110; \quad D_{y1} = -84; \quad D_{x1} D_{y1} = -9240; \quad D_{x1}^2 = 12\,100;$$

$$D_{y1}^2 = 7060; \quad D_{x2} = -70; \quad D_{y2} = -220; \quad D_{x2} D_{y2} = 15\,400;$$

$$D_{x2}^2 = 4900; \quad D_{y2}^2 = 48\,400;$$

В результате подстановки этих значений в формулы (IV.1.57) и (IV.1.76) получим корреляционную матрицу:

$$K = \begin{vmatrix} K_{xx} & K_{xy} \\ K_{xy} & K_{yy} \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} 8,97 \cdot 10^{-4} & 0,88 \cdot 10^{-4} \\ 0,88 \cdot 10^{-4} & 3,91 \cdot 10^{-4} \end{vmatrix}.$$

Таблица 10

Номер точки	$R_x(r_x)$ , м	$R_y(r_y)$ , м	$R_x R_y(r_x r_y)$ , м <sup>2</sup>	$l$ , м	$\alpha$ , угл. градус	$l \sin \alpha \cos \alpha$ , м
A	0	0	0	63	18,5	19
1	50	-64	-3200	60	0	0
2	-10	-64	640	108	68,2	37
3	-50	36	-1800	78	140,2	-38
4	10	86	860	78	39,8	38
5	-120	-80	9600	122	170,5	-20
6	0	-60	0	60	90	0
K						

Будем иметь:  $M_{xK} = \sqrt{K_{xx}} = 0,030$  м;  $M_{yK} = \sqrt{K_{yy}} = 0,020$  м;

$$M_K = \sqrt{M_{xK}^2 + M_{yK}^2} = \sqrt{K_{xx} + K_{yy}} = 0,036 \text{ м.}$$

По формулам (IV.1.5) определены следующие параметры эллипса погрешностей положения последней точки полигона:  $\theta = 13,9^\circ$ ,  $A = 0,0305$  м и  $B = 0,0189$  м. Эллипс погрешностей строят по центральным радиусам  $r_i$ , вычисленным по формуле (IV.1.77). При наличии систематических погрешностей измерения длины сторон полигона произойдет сдвиг точки  $K$  по направлению замыкающей  $L$ , размеры и ориентировка эллипса при этом не изменятся.

#### IV.1.9. ГЕОДЕЗИЧЕСКИЕ ЗАСЕЧКИ И ОЦЕНКА ИХ ТОЧНОСТИ

Геодезические засечки — самый распространенный способ вставки одного пункта при съемках на поверхности и обеспечении съемочного обоснования на открытых горных работах. Чаще всего применяют обратную и прямую засечки. При наличии светодальномеров координаты отдельных пунктов могут быть определены линейной засечкой. Возможны два варианта линейной засечки: плоская, в результате которой определяются координаты  $X$  и  $Y$ , и пространственная, позволяющая совместно получать три координаты точки  $X$ ,  $Y$  и  $Z$ .

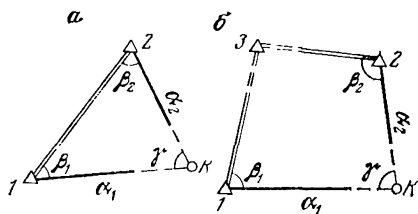


Рис. 53. Схема прямой засечки: а — по горизонтальным углам; б — по дирекционным углам



Инструкция устанавливает допустимые значения средних квадратических погрешностей планового положения пунктов съёмочного обоснования:

съёмка земной поверхности — 0,1 мм в масштабе снимаемого плана открытых районов и 0,15 мм—для залесенной местности;

съёмка карьера или дополнительная съёмка уступов в масштабе 1 : 1000—0,2 м и 0,3 м при съёмке уступов в масштабе 1 : 2000.

Координаты пункта, определенного прямой засечкой (рис. 53, а), вычисляются по формулам

$$\begin{aligned} X_K &= \frac{X_1 \operatorname{ctg} \beta_2 + X_2 \operatorname{ctg} \beta_1 + Y_1 - Y_2}{\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2}; \\ Y_K &= \frac{Y_1 \operatorname{ctg} \beta_2 + Y_2 \operatorname{ctg} \beta_1 - X_1 + X_2}{\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2}, \end{aligned} \quad (\text{IV.1.79})$$

где  $X_1, Y_1, X_2, Y_2$ — координаты исходных пунктов 1 и 2, нумерация которых должна возрастать по ходу часовой стрелки относительно вставляемого пункта  $K$ .

При ином варианте прямой засечки (рис. 53, б) по измеренным углам  $\beta_1, \beta_2$  и дирекционным углам исходных сторон 1—3, 2—3 определяются дирекционные углы  $\alpha_1, \alpha_2$ . Координаты пункта  $K$  можно вычислить по формулам

$$X_K = \frac{X_1 \operatorname{tg} \alpha_1 - X_2 \operatorname{tg} \alpha_2 - Y_1 + Y_2}{\operatorname{tg} \alpha_1 - \operatorname{tg} \alpha_2}; \quad (\text{IV.1.80})$$

$$Y_K = Y_1 + (X_K - X_1) \operatorname{tg} \alpha_1 = Y_2 + (X_K - X_2) \operatorname{tg} \alpha_2.$$

Если хотя бы один из дирекционных углов  $\alpha_1$  или  $\alpha_2$  близок к 90° или к 270°, то вместо формул (IV.1.80) следует использовать следующие:

$$Y_K = \frac{Y_1 \operatorname{ctg} \alpha_1 - Y_2 \operatorname{ctg} \alpha_2 - X_1 + X_2}{\operatorname{ctg} \alpha_1 - \operatorname{ctg} \alpha_2}; \quad (\text{IV.1.81})$$

$$X_K = X_1 + (Y_K - Y_1) \operatorname{ctg} \alpha_1 = X_2 + (Y_K - Y_2) \operatorname{ctg} \alpha_2.$$

В обоих вариантах прямой засечки наиболее точной будет та, при которой угол  $\gamma$  близок к 90°, а расстояния от вставляемой точки до исходных пунктов 1 и 2 примерно равны между собой.

Координаты пункта  $K$ , определенного обратной засечкой (рис. 54, а), находят в результате следующих вычислений:

$$m = X_1 + (Y_1 - Y_2) \operatorname{ctg} \beta_1; \quad n = Y_1 + (X_2 - X_1) \operatorname{ctg} \beta_1;$$

$$t = \frac{(Y_3 - Y_2) \operatorname{ctg} \beta_2 - X_3 + m}{(X_3 - X_2) \operatorname{ctg} \beta_2 + Y_3 - n};$$

$$d = \frac{m - X_2 + (n - Y_2) t}{1 + t^2}; \quad (\text{IV.1.82})$$

$$X_K = X_2 + d; \quad Y_K = Y_2 + dt.$$

где  $X_1, Y_1, X_2, Y_2, X_3, Y_3$  — координаты исходных пунктов, нумерация которых должна возрастать по ходу часовой стрелки относительно вставляемого пункта.

Точность обратной засечки выше, если пункт  $K$  расположен вблизи центра тяжести исходных пунктов 1, 2, 3 или, по крайней мере, внутри треугольника, образованного исходными пунктами. Наименее точной обратная засечка будет, если пункт  $K$  расположен вблизи окружности, проходящей через три исходных пункта.

Если вставляемый пункт окажется на этой окружности, то в процессе вычислений возникнет деление на нуль.

Координаты пункта  $K$ , определенного линейной засечкой (рис. 54, б), вычисляются по формулам

$$\Delta x = X_2 - X_1; \quad \Delta y = Y_2 - Y_1; \quad S^2 = \Delta x^2 + \Delta y^2;$$

$$W = \frac{S_1^2 + S^2 - S_2^2}{2S^2}; \quad R = \sqrt{\frac{S_1^2}{S_2^2} - W^2}; \quad (\text{IV.1.83})$$

$$X_K = X_1 + W\Delta x - R\Delta y; \quad Y_K = Y_1 + W\Delta y + R\Delta x,$$

где  $X_1, Y_1, X_2, Y_2$  — координаты исходных пунктов; нумерация их должна возрастать по ходу часовой стрелки относительно определяемого пункта.

Ошибка положения пункта, определенного линейной засечкой, зависит от погрешностей измерения расстояний  $S_1, S_2$  и значения угла  $\gamma$ . Наиболее точной является засечка, при которой угол  $\gamma$  близок к  $90^\circ$ .

Средние квадратические ошибки абсциссы и ординаты пунктов, определенных любой из перечисленных засечек, вычисляются в общем случае по формулам

$$M_x = \frac{1}{D} \sqrt{b_1^2 m_2^2 + b_2^2 m_1^2}; \quad M_y = \frac{1}{D} \sqrt{a_1^2 m_2^2 + a_2^2 m_1^2}; \quad (\text{IV.1.84})$$

$$M_K = \sqrt{M_x^2 + M_y^2}; \quad D = |a_1 b_2 - a_2 b_1|,$$

где  $D$  — определитель системы двух параметрических уравнений поправок, при вычислениях принимается его абсолютное значение;  $a_1, b_1, a_2, b_2$  — коэффициенты параметрических уравнений поправок, зависящие от вида измеренных величин.

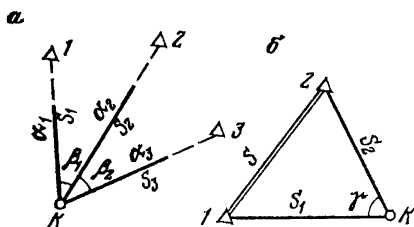


Рис. 54. Схемы обратной (а) и линейной (б) засечек

Для расстояния  $S_{ij}$ , измеренного между пунктами  $i$  и  $j$ , коэффициенты  $a$  и  $b$  вычисляются по формулам

$$a_{ij} = \cos \alpha_{ij} \frac{\Delta x_{ij}}{S_{ij}}; \quad b_{ij} = \sin \alpha_{ij} = \frac{\Delta y_{ij}}{S_{ij}},$$

где  $\alpha_{ij}$  — дирекционный угол стороны  $i-j$ ;  $\Delta x_{ij}$ ,  $\Delta y_{ij}$  — приращения координат пунктов  $i$  и  $j$ .

Для горизонтальных углов  $\beta_1$ ,  $\beta_2$ , измеренных на исходных пунктах (см. рис. 53), коэффициенты находят по формулам

$$a_{ij} = \rho \frac{\sin \alpha_{ij}}{S_{ij}} = \rho \frac{\Delta y_{ij}}{S_{ij}^2}; \quad b_{ij} = -\rho \frac{\cos \alpha_{ij}}{S_{ij}} = -\rho \frac{\Delta x_{ij}}{S_{ij}^2}.$$

По этим же формулам вычисляют коэффициенты для дирекционного угла, измеренного между пунктами  $i$ ,  $j$  ( $i$  — исходный пункт, а  $j$  — определяемый).

Для горизонтальных углов  $\beta_1$ ,  $\beta_2$ , измеренных на определяемом пункте (см. рис. 54, а), коэффициенты будут следующими:

$$a_1 = \rho \left( \frac{\sin \alpha_2}{S_2} - \frac{\sin \alpha_1}{S_1} \right) = \rho \left( \frac{\Delta y_2}{S_2^2} - \frac{\Delta y_1}{S_1^2} \right);$$

$$b_1 = \rho \left( \frac{\cos \alpha_1}{S_1} - \frac{\cos \alpha_2}{S_2} \right) = \rho \left( \frac{\Delta x_1}{S_1^2} - \frac{\Delta x_2}{S_2^2} \right).$$

По приведенным формулам вычисляются коэффициенты для угла  $\beta_1$ . Для угла  $\beta_2$  формулы соответствующим образом изменяются.

При вычислении коэффициентов  $a$  и  $b$  линейные величины  $S$ ,  $\Delta x$ ,  $\Delta y$  достаточно измерять с точностью до 1 м, а угловые до  $0,1^\circ$ .

Приведенные формулы оценки точности преобразуются для конкретного вида засечек в удобные для программирования алгоритмы.

Для прямой засечки (см. рис. 53) оценку точности можно выполнить по формулам:

$$\Delta x_1 = X_K - X_1; \quad \Delta y_1 = Y_K - Y_1;$$

$$\Delta x_2 = X_K - X_2; \quad \Delta y_2 = Y_K - Y_2;$$

$$S_1^2 = \Delta x_1^2 + \Delta y_1^2; \quad S_2^2 = \Delta x_2^2 + \Delta y_2^2;$$

$$a_1 = \frac{\Delta y_1}{S_1^2}; \quad b_1 = \frac{\Delta x_1}{S_1^2}; \quad a_2 = \frac{\Delta y_2}{S_2^2}; \quad b_2 = \frac{\Delta x_2}{S_2^2};$$

$$D = \frac{\rho}{m_B} |a_1 b_2 - a_2 b_1|;$$

$$M_x^2 = K_{xx} = \frac{b_1^2 + b_2^2}{D^2}; \quad M_y^2 = K_{yy} = \frac{a_1^2 + a_2^2}{D^2};$$

$$K_{xy} = \frac{a_1 b_1 + a_2 b_2}{D^2}; \quad M_K = \sqrt{M_x^2 + M_y^2}.$$

В этом случае и далее  $K_{xx}$ ,  $K_{xy}$  и  $K_{yy}$  — элементы корреляционной матрицы (см. разд. IV.1.8), по которым можно построить эллипс погрешностей положения вставляемого пункта.

Для обратной засечки (см. рис. 54, а) оценку точности положения пункта  $K$  можно осуществить следующим образом:

$$\Delta x_1 = X_1 - X_K; \quad \Delta x_2 = X_2 - X_K; \quad \Delta x_3 = X_3 - X_K;$$

$$\Delta y_1 = Y_1 - Y_K; \quad \Delta y_2 = Y_2 - Y_K; \quad \Delta y_3 = Y_3 - Y_K;$$

$$S_1^2 = \Delta x_1^2 + \Delta y_1^2; \quad S_2^2 = \Delta x_2^2 + \Delta y_2^2; \quad S_3^2 = \Delta x_3^2 + \Delta y_3^2;$$

$$A_1 = \frac{\Delta y_1}{S_1^2}; \quad A_2 = \frac{\Delta y_2}{S_2^2}; \quad A_3 = \frac{\Delta y_3}{S_3^2};$$

$$B_1 = \frac{\Delta x_1}{S_1^2}; \quad B_2 = \frac{\Delta x_2}{S_2^2}; \quad B_3 = \frac{\Delta x_3}{S_3^2};$$

$$a_1 = A_1 - A_2; \quad b_1 = B_1 - B_2; \quad a_2 = A_3 - A_2; \quad b_2 = B_3 - B_2;$$

$$D = \frac{\rho}{m_{\rho}} |a_1 b_2 - a_2 b_1|;$$

$$M_x^2 = K_{xx} = \frac{b_1^2 + b_2^2}{D^2}; \quad M_y^2 = K_{yy} = \frac{a_1^2 + a_2^2}{D^2};$$

$$K_{xy} = \frac{a_1 b_1 + a_2 b_2}{D^2}; \quad M_K = \sqrt{M_x^2 + M_y^2}.$$

Для линейной засечки (см. рис. 54, б) оценку точности положения определяемого пункта производят по формулам

$$\Delta x_1 = X_K - X_1; \quad \Delta y_1 = Y_K - Y_1; \quad S_1^2 = \Delta x_1^2 + \Delta y_1^2;$$

$$\Delta x_2 = X_K - X_2; \quad \Delta y_2 = Y_K - Y_2; \quad S_2^2 = \Delta x_2^2 + \Delta y_2^2;$$

$$D = |\Delta x_1 \Delta y_2 - \Delta x_2 \Delta y_1|;$$

$$t_1 = \frac{S_1^2 m_1^2}{D^2}; \quad t_2 = \frac{S_2^2 m_2^2}{D^2};$$

$$M_x^2 = K_{xx} = t_2 \Delta y_1^2 + t_1 \Delta y_2^2; \quad M_y^2 = K_{yy} = t_2 \Delta x_1^2 + t_1 \Delta x_2^2;$$

$$K_{xy} = -(t_2 \Delta x_1 \Delta y_1 + t_1 \Delta x_2 \Delta y_2);$$

$$M_K = \sqrt{M_x^2 + M_y^2}.$$

Предварительную оценку точности засечек можно выполнять по приведенным формулам, используя координаты исходных и вставляемой точек, при этом координаты вставляемой точки можно определить по плану.

Для контроля качества измерений и стабильности исходных пунктов прямую и линейную засечку выполняют дважды с использованием не менее трех исходных пунктов, а обратную — не менее четырех. Можно вставлять пункт комбинаций указанных засечек, используя не менее трех исходных пунктов. Расхождения между двумя определениями координат вставляемого пункта должны одновременно удовлетворять неравенствам

$$X_1 - X_2 \leq 2 \sqrt{M_{x1}^2 + M_{x2}^2} \quad \text{и} \quad Y_1 - Y_2 \leq 2 \sqrt{M_{y1}^2 + M_{y2}^2}, \quad (\text{IV.1.85})$$

где  $X_1, Y_1, X_2$  и  $Y_2$  — координаты вставляемого пункта, полученные в результате двух засечек;  $M_{x1}, M_{y1}, M_{x2}$  и  $M_{y2}$  — средние квадратические погрешности, вычисленные в зависимости от вида засечки.

Если условия (IV.1.85) выполняются, то за окончательный результат принимают средние весовые значения

$$X = \frac{X_1 M_{x2}^2 + X_2 M_{x1}^2}{M_{x1}^2 + M_{x2}^2}; \quad Y = \frac{Y_1 M_{y2}^2 + Y_2 M_{y1}^2}{M_{y1}^2 + M_{y2}^2}. \quad (\text{IV.1.86})$$

Точность полученных координат в этом случае можно оценить как

$$M_x = \frac{M_{x1} M_{x2}}{\sqrt{M_{x1}^2 + M_{x2}^2}}; \quad M_y = \frac{M_{y1} M_{y2}}{\sqrt{M_{y1}^2 + M_{y2}^2}}. \quad (\text{IV.1.87})$$

Следует отметить, что формулы (IV.1.85)—(IV.1.87) являются строгими для независимых засечек. При практической же реализации засечек чаще всего на точке, где имеется больше двух направлений, измеряют не отдельные углы, а пучок направлений, которые при засечках образуют углы. В результате углы, вычисленные с использованием одного и того же направления, будут зависимыми. Для таких случаев указанные формулы не будут строгими, однако, достаточно точными для решения многих практических задач. Если же необходимо получить оптимальные значения, выполняют уравнивание результатов измерений по методу наименьших квадратов. Наиболее эффективен параметрический метод уравнивания, позволяющий совместно с получением оптимальных значений координат вставляемой точки осуществить строгую оценку точности, вплоть до получения при необходимости корреляционной матрицы и эллипса погрешностей.

#### IV.1.10. НАКОПЛЕНИЕ ПОГРЕШНОСТЕЙ В ВЫСОТНЫХ ХОДАХ

**Накопление погрешностей при геометрическом нивелировании.** Измеренной величиной в геометрическом нивелировании является превышение между реперами. Для получения погрешностей по высоте конечной точки  $K$  высотного хода оцениваемую функцию выразим через измеренные величины:

$$Z_K = Z_A + \Delta z_1 + \Delta z_2 + \dots + \Delta z_n,$$

где  $Z_A$  — высота исходного репера;  $\Delta z_i$  — превышения на станциях. Среднюю погрешность высоты пункта  $K$  получим по формуле (IV.1.2)

$$M_{zK} = \sqrt{m_1^2 + m_2^2 + \dots + m_n^2} = \sqrt{\sum_{i=1}^n m_i^2},$$

где  $m_i$  — средняя погрешность измерения превышений на станции.

При равноточных измерениях  $m_i = m_z$ , и следовательно,

$$M_{zK} = m_z \sqrt{n}.$$

Приняв  $n = L/l$ , где  $L$  — длина нивелирного хода,  $l$  — среднее расстояние между рейками, получим

$$M_{zK} = \frac{m_z}{\sqrt{l}} \sqrt{L};$$

обозначив  $m_z/\sqrt{l} = m$ , будем иметь

$$M_{zK} = m \sqrt{L}, \quad (IV.1.88)$$

где  $m$  — погрешность измерения превышений относительно единицы измерений длины. Обычно размерность погрешности  $m$  — мм/км<sup>1/2</sup>. Тогда при использовании формулы (IV.1.88) длину хода  $L$  следует выражать в километрах.

Средняя погрешность превышения может быть получена из выражения

$$m_z^2 = \frac{m_o^2}{\rho^2} (l_1^2 + l_2^2) + \frac{m_\delta^2}{\rho^2} (l_1 - l_2)^2, \quad (IV.1.89)$$

где  $m_o$  — среднее квадратическое отклонение визирной оси нивелира от горизонтального положения;  $l_1, l_2$  — расстояния от нивелира до реек;  $m_\delta$  — погрешность, возникающая вследствие несоблюдения основного условия нивелира. Как видим, при равенстве расстояний от нивелира до обеих реек погрешность  $m_\delta$  не оказывает никакого влияния на точность определения превышений.

Величина  $m_0$  зависит в основном от погрешности визирования  $m_b$  и погрешности установки оси уровня в горизонтальное положение  $m_\tau$  и может быть определена по формуле

$$m_0 = \sqrt{m_b^2 + m_\tau^2}.$$

Входящие в эту формулу величины для нивелиров следующие:  $m_b = 100''$ , а  $m_\tau = 0,1\tau$  для контактных уровней и  $m_\tau = 0,2\tau$  для цилиндрических ( $v$  — увеличение зрительной трубы нивелира, а  $\tau$  — цена деления уровня).

В нивелирах с самоустанавливающейся осью визирования  $m_\tau$  является погрешностью самоустановки компенсатора, значение которой приводится в паспортах приборов.

Инструкция по производству маркшейдерских работ устанавливает предельное расстояние между рейками в 100 м. Расхождение в превышениях на станции, определенных при двух горизонтах или по красной и черной сторонам рейки, допускается не более 10 мм при передаче высот на пункты подземной опорной сети. Допустимая невязка при передаче высот геометрическим нивелированием на пункты подземной опорной сети вычисляется по формуле

$$M_{\text{доп}} = 50 \text{ мм} \sqrt{L}, \quad \text{где } L \text{ — длина хода, км.}$$

**Накопление погрешностей при тригонометрическом нивелировании.** При тригонометрическом нивелировании измеряют наклонное расстояние  $l$ , вертикальный угол  $\delta$ , высоту инструмента  $i$  и точки визирования  $p$ . Превышение  $\Delta z$  является функцией этих измерений и вычисляется по формуле

$$\Delta z = l \sin \delta + i \pm p.$$

Определив частные производные от  $\Delta z$  по измеренным величинам, по формуле (IV.1.2) получим среднюю погрешность превышения:

$$m_{\Delta z}^2 = \sin^2 \delta m_l^2 + l^2 \cos^2 \delta \frac{m_\delta^2}{\rho^2} + m_i^2 + m_p^2. \quad (\text{IV.1.90})$$

Из этой формулы следует, что с увеличением угла наклона  $\delta$  увеличивается влияние погрешности измерения длины  $m_l$  и уменьшается влияние погрешности измерения вертикального угла  $m_\delta$ . Погрешности измерения высоты прибора и точки визирования  $m_i$  и  $m_p$  полностью входят в погрешность определения превышения, что следует учитывать при выполнении измерений. С учетом того, что погрешность измерения длины  $m_l$  составляют случайные и систематические ошибки, погрешность конечной точки тригонометрического хода получают из выражения

$$M_{zK}^2 = \sum_{i=1}^n m_{\Delta z}^2 = \frac{m_\delta^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^n l_i^2 \cos^2 \delta_i + \mu^2 \sum_{i=1}^n l_i \sin^2 \delta_i + \lambda^2 h^2 + 2nm_i^2, \quad (\text{IV.1.91})$$

где  $h$  — превышение начальной точки хода над конечной;  $n$  — число измеренных превышений;  $\mu$  и  $\lambda$  — коэффициенты случайного и систематического влияния при линейных измерениях. В формуле принято, что  $m_i = m_p$ .

## IV.2. АНАЛИЗ СОЕДИНИТЕЛЬНЫХ СЪЕМОК

### IV.2.1. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ШАХТНЫМ ОТВЕСОМ

Несмотря на применение эффективного способа передачи дирекционного угла в подземные выработки — гироскопического ориентирования, практический интерес представляет и геометрическое ориентирование. Это связано с тем, что шахтный отвес служит основным средством центрирования подземных сетей. Кроме того, геометрические способы соединительной съемки более просты и доступны для получения высокой точности ориентирования. Большинство рудодобывающих предприятий применяют только геометрические способы ориентирования. Эти способы — самые распространенные при строительстве метро и тоннелей, где требуется точность ориентирования порядка 5—10".

Наиболее простым и доступным средством проектирования точки с поверхности на горизонт горных работ является проволочный шахтный отвес, с помощью которого можно получить достаточно высокую точность. Применяется и оптический центрир, но он имеет ряд недостатков. Во-первых, трудно установить оптический луч в вертикальное положение с высокой точностью, а во-вторых, атмосфера шахтных стволов имеет плохую оптическую проницаемость. К тому же, ориентирование с помощью оптического центрира, особенно лазерного, требует сложной аппаратуры.

Основная задача проектирования — перенос по вертикали верхней точки отвеса на нижний горизонт. При этом часто требуется точность порядка нескольких долей миллиметра, как, например, при ориентировании через один вертикальный ствол. Для получения такой высокой точности используют свойства свободно висящего в стволе шахтного отвеса.

Наибольшее влияние на проволочный отвес оказывает движение воздуха в стволе. Изучением воздействия воздушного потока на отвес занимались многие советские ученые (Д. Н. Оглоблин, А. К. Сентемов, Н. А. Крякунов, П. И. Мустель, И. Г. Лисица и др.), а также зарубежные (Вильский, Фокс, Эмшерман). В зависимости от поведения воздушного потока в вертикальном стволе предлагались различные способы ориентирования, направленные на повышение точности проектирования. Профессор Фрейбергской горной академии Вильский, основываясь на гипотезе винтообразного движения воздуха в стволе,



предложил осуществлять проектирование отвесом с помощью различных грузов, считая, что с увеличением нагрузки отвес будет приближаться к вертикальному положению пропорционально массе груза, т. е. поведение отвеса будет подчиняться определенной закономерности. В неармированных стволах при постоянной скорости воздушного потока обычно устанавливается винтообразное движение воздуха и проектирование с помощью шахтного отвеса до некоторой степени будет соответствовать гипотезе Вильского. Однако из-за наличия в стволах расстрелов и проводников движение воздуха становится хаотичным. В этом случае многогрузовое проектирование малоэффективно, поскольку обрабатываются ненадежные результаты, полученные при использовании легких грузов. Кроме того, многогрузовое проектирование требует значительно большего времени для производства работ в стволах, что крайне нежелательно.

Проектирование обычно осуществляют либо неподвижным отвесом, либо колеблющимся. В последнем, наиболее распространенном случае для более точного получения вертикальной проекции верхней точки отвеса на рабочем горизонте выполняют наблюдения по двум взаимно перпендикулярным шкалам. Проектирование с помощью неподвижного отвеса обычно проводится в неглубоких (до 100 м) стволах с незначительными скоростями воздушного потока.

#### **IV.2.2. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ТОЧНОСТЬ ПРОЕКТИРОВАНИЯ**

Свободно висящий шахтный отвес редко находится в спокойном состоянии. Под воздействием различных факторов он совершает неупорядоченные колебания, среднее значение которых не всегда совпадает с вертикальной проекцией верхней точки отвеса. К возмущающим факторам относятся: движение воздуха в стволе и на сопряжении ствола с горизонтальной выработкой; капезж, вследствие проникновения подземных вод через крепление ствола; притяжение груза отвеса окружающими породами разной плотности; остаточная деформация проволоки отвеса, влияющая на его прямолинейность, а также побочные факторы, вызывающие нерегулярность колебаний отвеса.

*Движение воздуха* в стволе — основной фактор, отклоняющий отвес от вертикального положения и вызывающий неупорядоченные его колебания. При этом на сопряжении ствола с горизонтальной выработкой поток воздуха действует на отвес направленно, отклоняя его в одну сторону.

Для уменьшения влияния воздушного потока на отвес рекомендуется:

а) уменьшать при возможности или даже прекращать вентиляцию на время проектирования;

б) помещать груз отвеса в сосуды с вязкой жидкостью, предохраняя тем самым его от воздействия воздушного потока;

в) применять проволоку с большим сопротивлением на разрыв, нагружая ее предельно допустимым грузом;

г) предохранять нижнюю часть отвеса от направленного воздействия воздушного потока, помещая ее в трубу диаметром 20—25 мм;

д) применять при проектировании специальные проектировочные тарелочки со шкалами, многократно (10—12 раз) фиксируя на них с помощью зрительной трубы теодолита крайние положения направленных колебаний отвеса.

*Капель*, воздействуя ударами капель на груз и проволоку, способствует отклонению отвеса от вертикали и вызывает хаотичные его колебания. Необходимо обращать особое внимание на возможное одностороннее действие на отвес стока вод через трещины или отверстия в стенках ствола. Меры предохранения, перечисленные выше, повышают точность проектирования. Дополнительно рекомендуется создавать вынужденные колебания отвесов в момент наблюдения их по шкалам проектировочных тарелочек с максимальной амплитудой.

Под воздействием *притяжения более плотных пород* отвес отклоняется от вертикального положения. Эти отклонения при прочих равных условиях пропорциональны длине отвеса. Однако они довольно незначительны по сравнению с воздействием других факторов и ими можно пренебречь.

*Остаточные деформации проволоки* особенно проявляются при сходе ее с блока. В этом случае на некотором расстоянии от блока, зависящем от упругости проволоки и массы подвешенного груза, проволока непрямолинейна. Рекомендуется на расстоянии 0,5—0,8 м от блока закреплять центрировочную пластинку с прорезью таким образом, чтобы проволока сходила вниз с этой пластинки.

Остаточные деформации проявляются и в том, что под действием сил упругости размотанная с барабана проволока имеет вид спирали. Кроме того, это является причиной вращательного движения груза.

Для уменьшения неблагоприятного воздействия упругости проволоки следует:

а) применять лебедки с барабаном, имеющим диаметр более 25 см, и блоки с диаметром не менее 15 см;

б) нагружать проволоку максимально допустимым грузом.

Например, проволоку повышенной прочности (марки П) можно нагружать массой  $P=91 d^2$  кг, а высокой прочности (марки В) — массой  $P=112 d^2$  кг, где  $d$  — диаметр проволоки, мм.

К *побочным факторам*, отрицательно воздействующим на поведение отвеса в стволе, можно отнести: неравномерность (пульсацию) движения воздуха; колебания проволоки как струны; помехи в стволе, ограничивающие свободные колебания отвеса; нестабильность мест закрепления блоков и центрировочной пластинки; касание грузом стенок сосуда с демпфирующей жидкостью; несимметричное расположение центра тяжести груза относительно оси проволоки.

К *побочным факторам*, снижающим точность проектирования, следует отнести также неустойчивость полков, на которых закреплены проектировочные тарелочки; жесткость закрепления их на полках, а шкал и зеркал — на тарелочках; смещение теодолита в процессе наблюдений за колебаниями отвеса. Поэтому помимо рекомендаций по устранению этих недостатков, исполнителям необходимо тщательно контролировать условия производства проектирования, обращая внимание на устранение возможных помех.

В заключение рассмотрим еще один фактор, который не влияет на точность проектирования, но его необходимо учитывать. Это *схождение отвесов к центру Земли*, которое приводит к уменьшению расстояния между ними. Если обозначить расстояние между отвесами на поверхности  $L$ , а  $L'$  — то же расстояние на глубине  $H$ , то схождение отвесов будет равно

$$\Delta L = L - L' = L \frac{H}{R}, \quad (\text{IV.2.1})$$

где  $R$  — радиус Земли (при расчетах можно принимать  $R = 6370$  км).

Как видим, схождение отвесов возрастает с увеличением расстояния между ними и глубиной стволов. Приняв  $L = 5$  м и  $H = 500$  м, получим  $\Delta L = 0,4$  мм. Отсюда видно, что схождением отвесов можно пренебречь при геометрическом ориентировании через один вертикальный ствол, тем более что схождение происходит в плоскости отвесов. Однако при ориентировании через два ствола значение  $\Delta L$  необходимо учитывать, так как расстояния между отвесами, полученные на поверхности и на ориентируемом горизонте различны.

### IV.2.3. УГЛОВАЯ ПОГРЕШНОСТЬ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

При геометрических способах ориентирования с помощью двух отвесов создается вертикальная плоскость. Решая задачу прищипывания на поверхности, определяют координаты отвесов и дирекционный угол соединяющей их линии. Считая плоскость отвесов идеально вертикальной, полученные на поверхности координаты и дирекционный угол присваивают линии, соединяющей проекции отвесов на ориентируемом горизонте. Далее,

решая задачу примыкания в шахте, определяют координаты и дирекционный угол закрепленных в выработках сторон, принятых в качестве исходных при развитии подземных сетей. Однако вследствие влияния перечисленных выше факторов, создать идеально отвесную плоскость невозможно. Появляются линейные смещения  $\epsilon_A$  и  $\epsilon_B$  (рис. 55) и, как следствие этого,

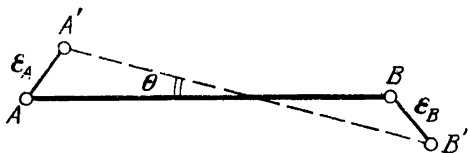


Рис. 55. Линейные смещения и угловая погрешность проектирования

разворот линии отвесов  $A'B'$  на ориентируемом горизонте относительно линии отвесов  $AB$  на поверхности. Этот разворот называют *угловой погрешностью* проектирования и обозначают  $\theta$ . Значение  $\theta$  зависит от линейных смещений  $\epsilon_A$  и  $\epsilon_B$  и от их ориентации относительно створа отвесов. Очевидно, максимальное значение погрешности  $\theta$  будет при смещении отвесов перпенди-

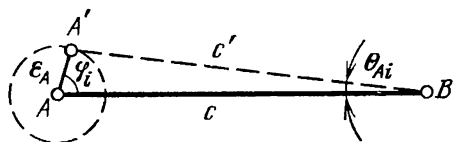


Рис. 56. Схема определения угловой погрешности проектирования

кулярно к линии  $AB$  в разные стороны. Если же эти смещения направлены по линии  $AB$ , то погрешность  $\theta$  будет равна нулю. Для установления связи между  $\theta$  и углами ориентации смещений  $\epsilon_A$  и  $\epsilon_B$  относительно линии отвесов  $AB$  будем считать, что  $\epsilon_A$  и  $\epsilon_B$  являются средними квадратическими линейными погрешностями проектирования отвесов  $A$  и  $B$ . Поскольку векторы  $\epsilon_A$  и  $\epsilon_B$  независимы между собой, определим влияние на разворот  $\theta$  каждого из этих векторов отдельно, а затем полученные результаты сложим. Для этого сначала предположим, что отвес  $B$  спроектирован безошибочно, т. е.  $\epsilon_B=0$ . Тогда связь между отклонением  $\epsilon_A$  (рис. 56) и углом  $\theta$  устанавливается с помощью формулы синусов

$$\frac{\epsilon_A}{\sin \theta_{Ai}} = \frac{c'}{\sin \varphi_i},$$

где  $c'$  — расстояние  $A'B$ .

Вследствие малости угла  $\theta_{Ai}$  можно принять  $\sin \theta_{Ai} = \theta_{Ai}/\rho$ , а из-за малости смещения  $\varepsilon_A$  считать, что  $c' = c$ . Тогда получим

$$\theta_{Ai} = \rho \frac{\varepsilon_A \sin \varphi_i}{c}.$$

Для определения среднего квадратического значения угла  $\theta_A$  применим известную из теории погрешностей формулу

$$\theta_A^2 = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \theta_{Ai}^2 = \frac{\rho^2 \varepsilon_A^2}{c^2 n} \sum_{i=1}^n \sin^2 \varphi_i.$$

Выразим  $n = (2\pi)/d\varphi$  и от предела суммы перейдем к интегралу. В результате будем иметь

$$\theta_A^2 = \frac{\rho^2 \varepsilon_A^2}{2\pi c^2} \int_0^{2\pi} \sin^2 \varphi d\varphi.$$

Полученный определенный интеграл является табличным и равен числу  $\pi$ . Отсюда находим

$$\theta_A = \rho \frac{\varepsilon_A}{c \sqrt{2}}.$$

Аналогично можно получить среднее квадратическое значение угловой погрешности проектирования, вызванное линейной погрешностью проектирования отвеса  $B$ :

$$\theta_B = \rho \frac{\varepsilon_B}{c \sqrt{2}}.$$

Общая угловая погрешность проектирования будет равна

$$\theta = \sqrt{\theta_A^2 + \theta_B^2} = \frac{\rho}{c} \sqrt{\frac{\varepsilon_A^2 + \varepsilon_B^2}{2}}.$$

Поскольку отвесы  $A$  и  $B$  находятся в одинаковых условиях, можно принять  $\varepsilon_A = \varepsilon_B = \varepsilon$ . Тогда окончательно получим

$$\theta = \rho \frac{\varepsilon}{c}. \quad (\text{IV.2.2})$$

Инструкция по производству маркшейдерских работ устанавливает, что расхождение результатов двойного независимого ориентирования одной и той же исходной стороны опорной сети не должно превышать  $120''$ . Отсюда средняя квадратическая погрешность одного ориентирования должна быть равной

$$M_0 = \frac{120''}{2\sqrt{2}} = 64''.$$

Эта погрешность состоит из погрешностей примыкания на поверхности  $m_n$  и в шахте  $m_{ш}$ , а также угловой погрешности проектирования  $\theta$

$$M_o^2 = m_n^2 + m_{ш}^2 + \theta^2.$$

Применяя принцип равного влияния, т. е.  $m_n = m_{ш} = \theta$ , найдем

$$\theta = \frac{M_o}{\sqrt{3}} = 37''.$$

По формуле (IV.2.2) можно получить средние квадратические погрешности  $\epsilon$  проектирования отвесов  $A$  и  $B$  в зависимости от расстояния между отвесами  $c$  (табл. 11). Из таблицы видим, что при ориентировании через один вертикальный ствол ( $c < 6$  м) необходимо обеспечивать высокую точность проектирования отвесов. В то же время при ориентировании через два ствола ( $c > 50$  м) требования к точности проектирования отвесов значительно ниже. Поэтому разрешается при ориентировании через два ствола примыкание в шахте производить без применения проектировочных тарелочек, поместив груз отвеса в сосуд с водой и успокоив его колебания.

Таблица 11

Расстояние $c$ , м	Погрешность $\epsilon$ , мм	Расстояние $c$ , м	Погрешность $\epsilon$ , мм
1	0,18	6	1,08
2	0,36	50	9,0
4	0,72	100	18,0

#### IV.2.4. СПОСОБ СОЕДИНИТЕЛЬНЫХ ТРЕУГОЛЬНИКОВ

Наиболее распространенным способом примыкания к двум отвесам, опущенным через один вертикальный ствол, является способ соединительных треугольников. Другой способ примыкания при ориентировании через один ствол — способ соединительного четырехугольника, обладающий при определенных условиях преимуществами перед способом соединительного треугольника, — применяется довольно редко.

Точность геометрических способов ориентирования существенно зависит от формы примычных фигур.

Выберем оптимальную форму соединительных треугольников (рис. 57). В этом способе на поверхности и в шахте измеряются по три угла и три стороны:  $\gamma$ ,  $\phi$ ,  $\delta$ ,  $a$ ,  $b$  и  $c$  на поверхности и  $\gamma'$ ,  $\phi'$ ,  $\delta'$ ,  $a'$ ,  $b'$ ,  $c'$  в шахте. Решая треугольники, вычисляются углы  $\alpha$  и  $\beta$  на поверхности и  $\alpha'$ ,  $\beta'$  в шахте. Оптимальной формой соединительных треугольников будем считать

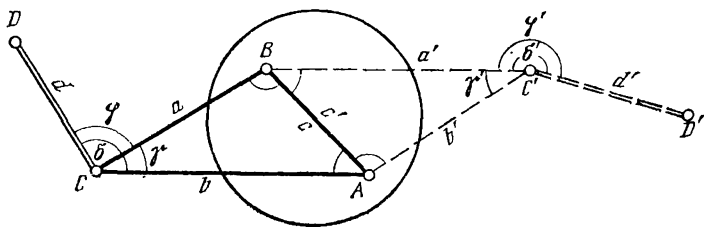


Рис. 57. Схема примыкания способом соединительных треугольников

такую, при которой обеспечивается максимальная точность передачи дирекционного угла при одних и тех же погрешностях измерений.

Углы  $\alpha$  и  $\beta$  являются функциями измеренных величин и вычисляются по формулам синусов

$$\sin \alpha = \frac{a}{c} \sin \gamma; \quad \sin \beta = \frac{b}{c} \sin \gamma.$$

Поскольку в эти формулы входят тригонометрические функции, погрешности вычисленных углов  $\alpha$  и  $\beta$  будут зависеть не только от погрешностей измерений, но и от значений углов и сторон треугольника, т. е. от его формы. Обозначим средние квадратические погрешности измерений через  $m_\gamma$ ,  $m_a$ ,  $m_b$  и  $m_c$ , далее определим по формуле (IV.1.2) погрешности  $M_\alpha$  и  $M_\beta$ . Необходимые для получения погрешности  $M_\alpha$  частные производные от  $\alpha$  по измеренным величинам будут равны

$$\frac{\partial \alpha}{\partial \gamma} = \frac{a \cos \gamma}{c \cos \alpha}; \quad \frac{\partial \alpha}{\partial a} = \frac{\sin \gamma}{c \cos \alpha}; \quad \frac{\partial \alpha}{\partial c} = -\frac{a \sin \gamma}{c^2 \cos \alpha}.$$

Возведя эти производные в квадрат и учитывая, что  $\sin \gamma/c = \sin \alpha/a$ , запишем

$$\begin{aligned} \left(\frac{\partial \alpha}{\partial \gamma}\right)^2 &= \frac{a^2 \cos^2 \gamma}{c^2 \cos^2 \alpha} = \frac{a^2 (1 - \sin^2 \gamma)}{c^2 \cos^2 \alpha} = \frac{a^2}{c^2 \cos^2 \alpha} - \frac{a^2 \sin^2 \alpha}{a^2 \cos^2 \alpha} = \\ &= \frac{a^2}{c^2 \cos^2 \alpha} - \operatorname{tg}^2 \alpha; \end{aligned}$$

$$\left(\frac{\partial \alpha}{\partial a}\right)^2 = \frac{\sin^2 \alpha}{a^2 \cos^2 \alpha} = \frac{\operatorname{tg}^2 \alpha}{a^2};$$

$$\left(\frac{\partial \alpha}{\partial c}\right)^2 = \frac{a^2 \sin^2 \alpha}{a^2 c^2 \cos^2 \alpha} = \frac{\operatorname{tg}^2 \alpha}{c^2}.$$

Так как угловые величины даны в градусной мере, по формуле (IV.1.2)

$$M_\alpha^2 = \left(\frac{a^2}{c^2 \cos^2 \alpha} - \operatorname{tg}^2 \alpha\right) m_\gamma^2 + \rho^2 \frac{\operatorname{tg}^2 \alpha}{a^2} m_a^2 + \rho^2 \frac{\operatorname{tg}^2 \alpha}{c^2} m_c^2.$$

После преобразований окончательно будем иметь

$$M_{\alpha} = \sqrt{\frac{a^2}{c^2 \cos^2 \alpha} m_{\gamma}^2 + \operatorname{tg}^2 \alpha \left( \rho^2 \frac{m_a^2}{a^2} + \rho^2 \frac{m_c^2}{c^2} - m_{\gamma}^2 \right)}. \quad (\text{IV.2.3})$$

Таким же образом можно показать, что

$$M_{\beta} = \sqrt{\frac{b^2}{c^2 \cos^2 \beta} m_{\gamma}^2 + \operatorname{tg}^2 \beta \left( \rho^2 \frac{m_b^2}{b^2} + \rho^2 \frac{m_c^2}{c^2} - m_{\gamma}^2 \right)}. \quad (\text{IV.2.4})$$

Аналогичны формулы и для погрешностей углов  $\alpha'$  и  $\beta'$  подземного соединительного треугольника. Поскольку в эти формулы входят тригонометрические функции углов соединительного треугольника, то значения  $M_{\alpha}$  и  $M_{\beta}$  зависят от его формы. Анализируя формулу (IV.2.3), замечаем, что погрешность  $M_{\alpha}$  будет минимальной при  $\alpha \rightarrow 0$ . В этом случае

$$M_{\alpha} = \frac{a}{c} = m_{\gamma}. \quad (\text{IV.2.5})$$

Погрешность  $M_{\beta}$  минимальна при  $\beta \rightarrow 180^\circ$ . Тогда

$$M_{\beta} = \frac{b}{c} m_{\gamma}. \quad (\text{IV.2.6})$$

А это условия, при которых соединительный треугольник переходит в линию. При этом погрешности измерения длин сторон треугольника не влияют на точность вычисленных углов  $\alpha$  и  $\beta$ . Оптимальной будет вытянутая форма соединительных треугольников, при которой острые углы не превышают  $3^\circ$ . Кроме того, из формул (IV.2.5) и (IV.2.6) следует, что:

а) с уменьшением сторон  $a$  и  $b$  погрешность вычисленных углов уменьшается, отсюда следует вывод — примычную точку  $C$  (см. рис. 57) нужно располагать ближе к отвесам;

б) с увеличением расстояния между отвесами уменьшается погрешность вычисленных углов;

в) при равных условиях погрешность вычисленного угла пропорциональна погрешности измеренного;

г) погрешность вычисленного острого угла меньше погрешности тупого.

Отметим, что принять формулы (IV.2.3)—(IV.2.6) для оценки точности ориентирования можно лишь тогда, когда углы  $\gamma$ ,  $\phi$ ,  $\delta$  на поверхности и углы  $\gamma'$ ,  $\phi'$ ,  $\delta'$  в шахте не уравниваются. Рассмотрим уравнивательные вычисления. В каждом соединительном треугольнике имеется по два избыточных измерения. Это измеренный угол на примычной точке и один из измеренных элементов треугольника. Наличие избыточных измерений позволяет произвести уравнивание по методу наименьших квадратов. Наиболее удобен коррелятный способ, при



котором для каждого треугольника можно составить два условных уравнения:

$$\gamma + \varphi - \delta = 0;$$

$$c - c_{\text{выч}} = c - \sqrt{a^2 + b^2 - 2ab \cos \gamma} = 0.$$

После составления и решения нормальных уравнений коррелат находят поправки во все измеренные величины и проводят оценку точности. Однако в целях упрощения вычислений для треугольников вытянутой формы применяют приближенное уравнивание, при котором уравниваются только углы на примычных точках  $C$  и  $C'$  путем распределения невязки

$$\omega = \gamma + \varphi - \delta \quad (\text{IV.2.7})$$

поровну на каждый угол, т. е. введением в измеренные углы поправок

$$v_\gamma = -\frac{\omega}{3}; \quad v_\varphi = -\frac{\omega}{3}; \quad v_\delta = \frac{\omega}{3}.$$

Применение такого уравнивания обосновывается тем, что в треугольниках вытянутой формы погрешности линейных измерений практически не влияют на точность определения дирекционного угла стороны в шахте. После такого приближенного уравнивания дирекционный угол стороны  $C'D'$  может быть получен по одной из формул

$$\alpha_{C'D'} = \alpha_{CD} + \delta + \alpha + \alpha' + \delta' + k_1; \quad (\text{IV.2.8})$$

$$\alpha_{C'D'} = \alpha_{CD} + \varphi - \beta - \beta' + \varphi' + k_2, \quad (\text{IV.2.9})$$

где  $k_1$  и  $k_2$  — постоянные величины, кратные  $180^\circ$ .

Обе формулы после уравнивания дадут одно и то же значение дирекционного угла  $\alpha_{C'D'}$ . Далее по формуле (IV.2.8) определим среднюю квадратическую погрешность дирекционного угла  $M_{\text{пр}}$ , зависящую от погрешностей измерения угловых величин при примыкании на поверхности и в шахте с использованием соединительных треугольников вытянутой формы. В этом случае формулу (IV.2.8) можно преобразовать, подставив в нее значения

$$\alpha = \frac{a}{c} \gamma \text{ и } \alpha' = 180^\circ - \frac{a'}{c'} \gamma'.$$

Тогда оцениваемая функция примет вид

$$y = \alpha_{C'D'} = \alpha_{CD} + \delta + \frac{a}{c} \gamma - \frac{a'}{c'} \gamma' + \delta' + k, \quad (\text{IV.2.10})$$

в которой  $k$  — постоянная величина, кратная  $180^\circ$ .

Для получения средней квадратической погрешности  $M_y$  функции (IV.2.10) применим известную из теории метода наименьших квадратов формулу

$$M_y = \mu \sqrt{\frac{1}{p_y}}, \quad (\text{IV.2.11})$$

где  $\mu$  — погрешность единицы веса, в нашем случае можно принять  $\mu = m_y$  ( $m_y$  — средняя квадратическая погрешность измерения примычных углов).

Обратный вес функций, уравненной коррелятным способом при наличии двух условных уравнений, определяется по формуле

$$\frac{1}{p_y} = [ff] - \frac{[af]^2}{[aa]} - \frac{[bf]^2}{[bb]^2}, \quad (\text{IV.2.12})$$

в которой  $f_i = \partial y / \partial l_i$ ;  $a_i = \partial \omega / \partial l_i$ ;  $b = \partial \omega' / \partial l_i$ . Здесь  $l_i$  — измеренные величины; в нашем случае это углы  $\gamma$ ,  $\delta$ ,  $\varphi$ ,  $\gamma'$ ,  $\delta'$  и  $\varphi'$ .

Заметим, что для подземного треугольника  $\omega' = \gamma' + \varphi' - \delta'$ . Используя значения частных производных (табл. 12), полученные для формулы (IV.2.12), найдем

$$[ff] = 2 + \frac{a^2}{c^2} + \frac{a'^2}{c^2}; \quad [aa] = 3; \quad [ab] = 0; \quad [bb] = 3;$$

$$[af] = \frac{a}{c} - 1; \quad [bf] = -\left\{ \frac{a'}{c} + 1 \right\}; \quad [bb1] = [bb]; \quad [bf1] = [bf].$$

Таблица 12

Частные производные	Значения частных производных по измеренным величинам					
	$\delta$	$\gamma$	$\varphi$	$\delta'$	$\gamma'$	$\varphi'$
$f$	1	$a/c$	0	1	$-a'/c$	0
$a$	-1	1	1	0	0	0
$b$	0	0	0	-1	1	1

Подставив эти значения в формулу (IV.2.12), после соответствующих преобразований получим

$$\frac{1}{p_y} = \frac{2}{3} \left( 2 + \frac{a}{c} - \frac{a'}{c} + \frac{a^2}{c^2} + \frac{a'^2}{c^2} \right).$$

Заменив в этом выражении  $a' = b' + c$  и после преобразований окончательно будем иметь

$$\frac{1}{p_y} = \frac{2}{3} \left( 2 + \frac{a + b'}{c} + \frac{a^2 + b'^2}{c^2} \right).$$

Отсюда средняя квадратическая погрешность ориентирования, зависящая от погрешности примыкания на поверхности и в шахте способом соединительных треугольников, будет равна

$$M_{\text{пр}}^2 = M_y^2 + \frac{2m_y^2}{3} \left( 2 + \frac{a + b'}{c} + \frac{a^2 + b'^2}{c^2} \right). \quad (\text{IV.2.13})$$

Заметим, что в этой формуле расстояния  $a$  и  $b'$  являются расстояниями от примычных точек  $C$  и  $C'$  до ближайших отвесов.

Если в качестве оцениваемой принять функцию, полученную по формуле (IV.2.9), то для погрешности примыкания  $M_{\text{пр}}$  лучшим выражение, аналогичное (IV.2.13). Формулу (IV.2.13) можно применять и для случая, когда на примычных точках направления измеряются способом приемов. Для этого достаточно принять  $m_{\gamma} = m_N \sqrt{2}$ , где  $m_N$  — средняя квадратическая погрешность измеренного направления.

Отметим, что более строгой является формула

$$M_{\text{пр}}^2 = \frac{2m_{\gamma}^2}{3} \left( 2 + \frac{\text{tg}\alpha}{\text{tg}\gamma} + \frac{\text{tg}^2\alpha}{\text{tg}^2\gamma} + \frac{\text{tg}\beta'}{\text{tg}\gamma'} + \frac{\text{tg}^2\beta'}{\text{tg}^2\gamma'} \right). \quad (\text{IV.2.14})$$

Однако для треугольников вытянутой формы формулы (IV.2.13) и (IV.2.14) дают одни и те же результаты.

Приведем для нескольких вариантов вытянутых соединительных треугольников средние квадратические погрешности примыкания, вычисленные для разных способов получения искомого дирекционного угла (табл. 13). При вычислении принято в соответствии с рекомендациями Инструкции по производству маркшейдерских работ  $m_{\gamma} = 7''$ . По данным таблицы можно заключить:

Таблица 13

Варианты соединительных треугольников	Средние квадратические погрешности примыкания при получении дирекционного угла			
	по уравненным углам	по неуравненным углам		
		острым	острому и тупому	тупым
$a=b'=0,7c$	11''	12''	13''	17''
$a=b'=c$	14	14	19	22
$a=b'=2c$	21	22	27	31
$a=b'=3c$	29	31	36	41

1) погрешность передачи дирекционного угла даже для соединительных треугольников оптимальной формы существенно зависит от степени удаления примычных точек от отвесов;

2) при неуравненных углах, измеренных на примычных точках, погрешность искомого дирекционного угла зависит от того, какие комбинации из вычисленных углов  $\alpha$ ,  $\beta$ ,  $\alpha'$  и  $\beta'$  использованы для получения дирекционного угла;

3) точность дирекционных углов, полученных по уравненным на примычных точках углам и по острым углам без уравнивания, примерно одна и та же.

Однако, хотя уравнивание углов по сравнению с вычислениями по острым углам без уравнивания не приводит к повышению точности, его необходимо осуществлять, чтобы устра-

нить неоднозначность значений искомого дирекционного угла, определенных различными способами. При уравненных углах значение дирекционного угла одинаково независимо от способов вычислений. Это используется для контроля вычислений.

Наличие избыточных измеренных величин позволяет контролировать правильность выполненных измерений и вычислений.

Сумму углов каждого соединительного треугольника можно проконтролировать по формуле

$$S = \alpha + \beta + \gamma - 180^\circ = 0, \quad (\text{IV.2.15})$$

где  $\gamma$  — измеренный угол;  $\alpha$  и  $\beta$  — углы, вычисляемые по формуле синусов.

Найдем погрешность функции  $S$  в зависимости от погрешностей измерения угла  $\gamma$  и сторон  $a$ ,  $b$  и  $c$ . Необходимые для этого частные производные получены при установлении оптимальной формы соединительных треугольников. Так

$$\frac{\partial S}{\partial \gamma} = \frac{\partial \alpha}{\partial \gamma} + \frac{\partial \beta}{\partial \gamma} + 1.$$

Ранее было получено

$$\frac{\partial \alpha}{\partial \gamma} = \frac{a \cos \gamma}{c \cos \alpha}.$$

Сделав замену  $a/c = \sin \alpha / \sin \gamma$ , запишем

$$\frac{\partial \alpha}{\partial \gamma} = \frac{\operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \gamma}.$$

Аналогично можно показать, что

$$\frac{\partial \beta}{\partial \gamma} = \frac{\operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \gamma}.$$

Тогда

$$\frac{\partial S}{\partial \gamma} = \frac{\operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \gamma} + \frac{\operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \gamma} + \frac{\operatorname{tg} \gamma}{\operatorname{tg} \gamma} = \frac{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta + \operatorname{tg} \gamma}{\operatorname{tg} \gamma}.$$

Но для углов треугольника известно равенство

$$\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta + \operatorname{tg} \gamma = \operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \beta \operatorname{tg} \gamma.$$

С учетом этого, окончательно получим производную

$$\frac{\partial S}{\partial \gamma} = \operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \beta.$$

Производные от  $S$  по сторонам  $a$ ,  $b$  и  $c$ , учитывая приведенные выше соотношения, равны

$$\frac{\partial S}{\partial a} = \frac{\partial \alpha}{\partial a} = \frac{\operatorname{tg} \alpha}{a}; \quad \frac{\partial S}{\partial b} = \frac{\partial \beta}{\partial b} = \frac{\operatorname{tg} \beta}{b};$$

$$\frac{\partial S}{\partial c} = \frac{\partial \alpha}{\partial c} + \frac{\partial \beta}{\partial c} = -\frac{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta}{c}.$$

Средняя квадратическая погрешность суммы  $S$  выражается следующей формулой, полученной при условии, что погрешности измерения сторон  $m_a = m_b = m_c = m_l$

$$M_S^2 = \operatorname{tg}^2 \alpha \operatorname{tg}^2 \beta m_l^2 + \rho^2 \left\{ \frac{\operatorname{tg}^2 \alpha}{a^2} + \frac{\operatorname{tg}^2 \beta}{b^2} + \frac{(\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta)^2}{c^2} \right\} m_l^2. \quad (\text{IV.2.16})$$

Из формулы (IV.2.16) видно, что при углах  $\alpha$  и  $\beta$ , близких соответственно 0 и  $180^\circ$ , т. е. в треугольниках вытянутой формы, погрешности измерения угла  $\gamma$  и сторон треугольника  $a$ ,  $b$ ,  $c$  не оказывают существенного влияния на погрешность суммы углов  $S$ . Иными словами, контроль, осуществляемый по формуле (IV.2.15), не позволяет оценить качество измерений, выполняемых при примыкании способом соединительных треугольников. Поэтому контроль суммы углов соединительных треугольников вытянутой формы является просто контролем вычислений.

Так, для треугольника с углами  $\alpha = 2^\circ$ ,  $\gamma = 2^\circ$  и  $\beta = 176^\circ$  и сторонами  $a = c = 3$  м и  $b = 6$  м, приняв  $m_\gamma = \pm 5' = \pm 300''$  и  $m_l = \pm 2$  мм, находим  $M_S = 8''$ . При этом погрешность  $m_\gamma = \pm 300''$  приводит к изменению суммы  $S$  на  $0,7''$ . Таким образом, даже грубые неточности, допущенные при измерении угла  $\gamma$  между отвесами, нельзя выявить с помощью контроля по формуле (IV.2.15).

Несоблюдение контроля (IV.2.15) при правильно выполненных вычислениях в треугольниках вытянутой формы — следствие влияния погрешностей измерений линейных элементов треугольника.

Вычисления можно проконтролировать также по формуле

$$d = c - c_{\text{выч}} = c - \sqrt{a^2 + b^2 - 2ab \cos \gamma} = 0. \quad (\text{IV.2.17})$$

Найдем среднюю квадратическую погрешность разности  $d$  в зависимости от погрешностей измерения сторон  $a$ ,  $b$ ,  $c$  и угла  $\gamma$ . Сначала определим частные производные от  $d$  по измеренным величинам:

$$\frac{\partial d}{\partial c} = 1; \quad \frac{\partial d}{\partial a} = \frac{-a + b \cos \gamma}{c}; \quad \frac{\partial d}{\partial b} = \frac{-b + a \cos \gamma}{c};$$

$$\frac{\partial d}{\partial \gamma} = \frac{ab \sin \gamma}{c}.$$

В треугольнике вытянутой формы  $\cos \gamma \rightarrow 1$ ,  $(b - a) \approx c$ . Тогда

$$\frac{\partial d}{\partial a} = 1 \text{ и } \frac{\partial d}{\partial b} = 1.$$

Заменив  $\sin \gamma / c = \sin \alpha / a$ , получим

$$\frac{\partial d}{\partial \gamma} = b \sin \alpha.$$

Отсюда средняя квадратическая погрешность разности  $d$ , зависящая от погрешностей измерений, при условии, что  $m_a = m_b = m_c = m_l$ , будет равна

$$M_d^2 = 3m_l^2 + b^2 \sin^2 \alpha \frac{m_\gamma^2}{\rho^2}. \quad (\text{IV.2.18})$$

Ввиду малости угла  $\alpha$  в треугольниках оптимальной формы даже значительные погрешности угла  $\gamma$  не влияют на разность  $d$ . Изменение же длины любой из сторон треугольника приводит к изменению разности  $d$  на такую же величину. Иными словами, контроль по формуле (IV.2.17) проверяет качество только линейных измерений.

Таким образом, рассмотренные формулы для контроля измерений не отражают в треугольниках вытянутой формы даже грубые (до  $10'$ ) неточности, допущенные при измерениях  $\gamma$  и  $\gamma'$ . Единственным надежным контролем качества угловых измерений могут служить измерения на примычных точках  $C$  и  $C'$  всех трех углов при способе повторений, либо всех направлений на этих точках способом приемов.

Согласно Инструкции по производству маркшейдерских работ средняя квадратическая погрешность измерения примычных углов равна  $\pm 7''$ . Теодолитами Т30 и Т15 каждый угол измеряется тремя повторениями. В этом случае невязка, полученная по формуле (IV.2.7), не должна превышать  $\pm 20''$ . При применении оптических теодолитов Т2 и Т5 угловые измерения целесообразно выполнять двумя приемами. При этом разница одноименных направлений, полученных в приемах и приведенных к начальному нулевому направлению, не должна превышать  $\pm 10''$ . В качестве окончательных результатов следует принимать средние значения.

Рассмотрим общую погрешность ориентирования. Под этой погрешностью понимается погрешность определения дирекционного угла стороны  $C'D'$  (см. рис. 57), принимаемой за исходную при развитии подземных плановых сетей. Среднее квадратическое значение рассматриваемой погрешности при примыкании к отвесам способом соединительных треугольников определяется по формуле

$$M_o^2 = M_{исх}^2 + M_{цп}^2 + M_{пр}^2 + M_{цш}^2 + \theta^2, \quad (\text{IV.2.19})$$

где  $M_{исх}$  — средняя квадратическая погрешность исходного дирекционного угла на поверхности;  $M_{цп}$ ,  $M_{цш}$  — погрешности ориентирования, вызванные неточностью центрирования теодолита и сигналов при примыкании на поверхности и в шахте;  $M_{пр}$  — погрешность примыкания способом соединительных треугольников на поверхности и в шахте, вычисляемая по формуле (IV.2.13);  $\theta$  — угловая погрешность проектирования, определяемая по формуле (IV.2.2).

Неопределенными в формуле (IV.2.19) являются погрешности  $M_{цп}$  и  $M_{цш}$ . Пусть теодолит установлен вместо точки  $C'$  на точке  $C''$  со смещением  $\epsilon_T$  (рис. 58). Если все измерения выполнять относительно керна на трубе теодолита, то в результате дирекционный угол будет передан на линию  $C''D'$ , а не на линию  $C'D'$ . Случайная погрешность, вследствие этого, будет равна углу  $\tau$ . Вектор смещения  $\epsilon_T$  может быть с равной вероятностью направлен в любую сторону, аналогично вектору отклонения от вертикали отвеса при его проектировании (см. рис. 56). Поэтому можно использовать полученные ранее результаты и среднюю квадратическую угловую погрешность  $m_T$ , зависящую от внецентренности теодолита, выразить формулой

$$m_T = \rho \frac{\epsilon_T}{d' \sqrt{2}},$$

где  $d'$  — длина примычной стороны  $C'D'$ .

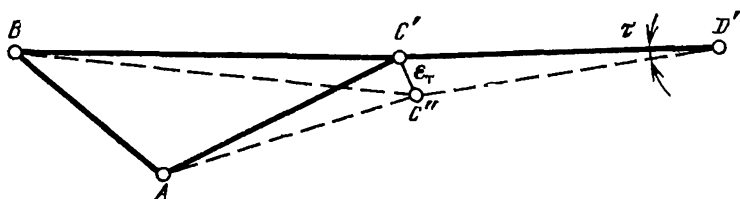


Рис. 58. Схема определения ошибки ориентирования

Если происходит смещение сигнала  $\epsilon_C$  на точке  $D'$ , то по аналогии можно получить среднюю квадратическую погрешность угла

$$m_C = \rho \frac{\epsilon_C}{d' \sqrt{2}}.$$

Отсюда средняя квадратическая погрешность ориентирования, вызванная погрешностью центрирования теодолита и сигнала, будет равна

$$M_{цш} = \frac{\rho}{d'} \sqrt{\frac{\epsilon_T^2 + \epsilon_C^2}{2}},$$

а при  $\epsilon_T = \epsilon_C = \epsilon$

$$M_{цш} = \rho \frac{\epsilon}{d'}. \quad (\text{IV.2.20})$$

Аналогично можно получить

$$M_{цп} = \rho \frac{\epsilon}{d}. \quad (\text{IV.2.21})$$

Из анализа формул (IV.2.20) и (IV.2.21) следует, что для уменьшения влияния погрешностей центрирования теодолита и сигналов примычные стороны  $CD$  и  $C'D'$  на поверхности и в шахте необходимо делать возможно длиннее. Отсюда же видно, что уменьшение расстояний от теодолита до отвесов не влияет на погрешность ориентирования, связанную с внецентренностью прибора.

#### IV.2.5. АНАЛИЗ ТОЧНОСТИ ОРИЕНТИРОВАНИЯ ЧЕРЕЗ ДВА ВЕРТИКАЛЬНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛА

Наибольшее влияние на точность передачи дирекционного угла при геометрических способах ориентирования через один вертикальный ствол оказывает угловая погрешность ориентирования  $\theta$ . В случае ориентирования через два ствола необходимая для соединительной съемки вертикальная плоскость создается двумя отвесами, расположенными друг от друга на значительном расстоянии. Угловая погрешность проектирования в соответствии с формулой (IV.2.2) будет незначительной, что является основным преимуществом ориентирования через два ствола, особенно для глубоких стволов. Это обстоятельство позволяет осуществлять проектирование отвесов менее точно. В частности, при расстояниях между отвесами более 50 м разрешается проектирование отвесов выполнять без проектировочных тарелочек. Однако и в этом случае желательно применение сосудов — успокоителей.

При ориентировании через два ствола появляется одно избыточное измерение и, следовательно, возникает одно условное уравнение вида  $L - L' = 0$ , где  $L$  и  $L'$  — расстояния между отвесами, полученные из измерений на поверхности и в шахте соответственно. Из-за ошибок измерений в правой части условного уравнения вместо нуля будет невязка  $f_L$ . Перед вычислением этой невязки следует по формуле (IV.2.1) ввести в расстояние  $L'$  поправку за приведение на уровенную поверхность, принимая в качестве  $H$  высотную отметку  $Z$  горизонта ориентирования. При этом линейные измерения на поверхности должны быть редуцированы на уровенную поверхность.

Полученную невязку  $f_L$  сравнивают с допустимой, вычисляемой по формуле

$$f_{\text{доп}} = 2 \sqrt{M_{\beta}^2 + M_I^2}, \quad (\text{IV.2.22})$$

где  $M_{\beta}$ ,  $M_I$  — средние квадратические погрешности расстояния между отвесами, вызванные погрешностями измерения углов и расстояний на поверхности и в шахте.

Поскольку измерения на поверхности выполняются с более высокой точностью, то для получения правой части формулы



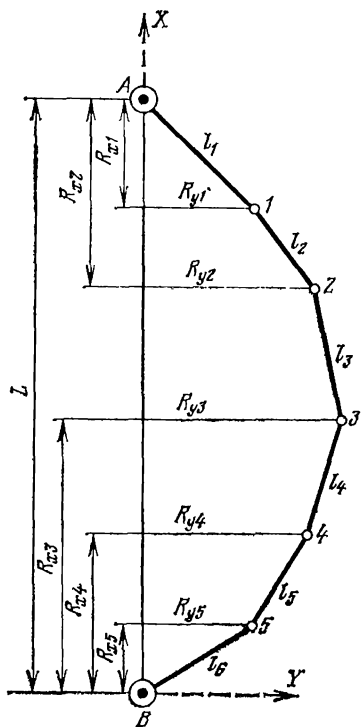
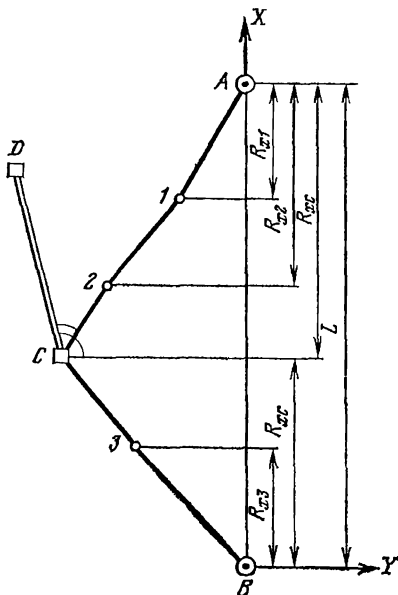


Рис. 59. Подземный соединительный полигон

Рис. 60. Схема примыкания к отвесам на поверхности



(IV.2.22) можно учитывать погрешности измерений только в подземном соединительном полигоне. Для этого возьмем условную систему координат, поместив ее начало в точку  $B$  (рис. 59), ось абсцисс направлена вдоль створа отвесов  $AB$ . По формулам накопления погрешностей в свободном полигоне (IV.1.25) и (IV.1.37) найдем

$$M_B^2 = \frac{m_B^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^n R_{yi}^2; \quad (IV.2.23)$$

$$M_i^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{n+1} l_i \cos^2 \alpha_i + \lambda^2 L^2, \quad (IV.2.24)$$

где  $R_{yi}$  — расстояние от точек соединительного полигона до створа отвесов;  $l_i$  — длина стороны полигона;  $\alpha_i$  — дирекционный угол стороны полигона;  $\mu$  и  $\lambda$  — коэффициенты случайного и систематического влияния погрешностей измерения длин сторон. Величины  $l_i \cos^2 \alpha_i$  для каждой стороны соединительного полигона целесообразно получать графически двойным проектированием.

Если полученная невязка  $f_L$  допустима, то во все длины сторон подземного соединительного полигона вводится поправка

$$\delta l_i = -\frac{f_L}{L} r_i. \quad (\text{IV.2.25})$$

Вычисленные по исправленным длинам окончательные значения координат отвесов подземного полигона должны совпадать с координатами отвесов, полученными из вычисления на поверхности в пределах заданной точности.

Средняя квадратическая погрешность дирекционного угла  $i$ -й стороны подземного соединительного полигона вычисляется в общем виде по формуле

$$M_{\theta i} = \sqrt{\theta^2 + M_n^2 + M_{\text{ши}i}^2}, \quad (\text{IV.2.26})$$

где  $\theta$  — угловая погрешность проектирования, вычисляемая по формуле (IV.2.2);  $M_n$  — погрешность примыкания на поверхности, т. е. погрешность дирекционного угла створа отвесов  $AB$ , зависящая от погрешностей измерения углов и длин в подходах полигонах на поверхности;  $M_{\text{ши}i}$  — погрешность примыкания в шахте, т. е. погрешность дирекционного угла  $i$ -й стороны подземного полигона, зависящая от погрешностей измерения углов и длин соединительного полигона в шахте.

Отметим, что погрешности  $\theta$  и  $M_n$  одинаковы при оценке точности дирекционных углов всех сторон соединительного полигона, а  $M_{\text{ши}i}$  будет различна для каждой оцениваемой стороны. При определении погрешностей  $M_n$  и  $M_{\text{ши}i}$  воспользуемся формулами накопления ошибок в свободных ходах.

Определим погрешность примыкания на поверхности  $M_n$  (рис. 60). Эта погрешность зависит от смещения отвесов  $A$  и  $B$  по оси  $Y$ , вызванного погрешностями измерения углов и длин примычных полигонов  $CA$  и  $CB$ . Смещения можно определять отдельно для каждого отвеса по формуле

$$M_y^2 = \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \sum_A R_{xi}^2 + \sum_A m_i^2 \sin^2 \alpha_i, \quad (\text{IV.2.27})$$

где  $m_\beta$  — средняя квадратическая погрешность измерения горизонтального угла полигонометрии на поверхности;  $R_{xi}$  — проекции на створ отвесов  $AB$  расстояний от точек полигона  $CA$  до отвеса  $A$  и от точек полигона  $CB$  до отвеса  $B$ ;  $m_i$  — средняя квадратическая погрешность измерения длин подходов полигонов на поверхности;  $\alpha_i$  — дирекционные углы этих полигонов.

Поскольку для полигонометрии на поверхности точность измерения длин приводится в виде относительной погрешности, то  $m_i = l_i/T$ , где  $T$  — знаменатель относительной погрешности. Отсюда

$$m_i \sin \alpha_i = \frac{\Delta y_i}{T}. \quad (\text{IV.2.28})$$

Погрешность примыкания на поверхности определяется по формуле

$$M_{\pi} = \frac{\rho}{L} \sqrt{M_{yA}^2 + M_{yB}^2} \quad (\text{IV.2.29})$$

Подставив в эту формулу выражения (IV.2.24) — (IV.2.26), будем иметь

$$M_{\pi} = \sqrt{\frac{m_{\beta}^2}{L^2} \sum R_{xi}^2 + \frac{\rho^2}{L^2 T^2} \sum \Delta y_i^2}, \quad (\text{IV.2.30})$$

причем значения  $R_{xi}$  определяются графически.

Если от узловой точки  $C$  до исходной стороны проложен ход с  $n$  углами, то

$$M_{\pi} = \sqrt{\frac{m_{\beta}^2}{L^2} \sum R_{xi}^2 + \frac{\rho^2}{L^2 T^2} \sum \Delta y_i^2 + nm_{\beta}^2}. \quad (\text{IV.2.31})$$

где  $M_{\pi} \leq 20''$ .

Погрешность примыкания в шахте  $M_{\text{ш}i}$ , зависящую от погрешностей измерения углов и длин в подземном соединительном полигоне, получим применительно к оценке точности дирекционного угла стороны 2—3 полигона (см. рис. 59). При выводе формулы определения погрешности  $M_{\text{ш}i}$  воспользуемся следующим правилом: для нахождения взаимной погрешности двух элементов маркшейдерско-геодезических сетей достаточно любой из этих элементов принять в качестве исходного (безошибочного) и известными приемами получить погрешность другого. Так, для полигонов можно определить погрешности положения точки  $K$  относительно исходной точки  $A$  (см. рис. 41, 44, 45). Численные значения этих погрешностей не изменятся, если в качестве исходной взять точку  $K$  и найти погрешность положения точки  $A$ .

Найдем погрешность  $M_{\text{ш}i}$  дирекционного угла  $i$ -й стороны подземного соединительного полигона относительно исходной линии  $AB$ . По приведенному выше правилу можно принять в качестве исходной  $i$ -ю сторону и найти погрешность дирекционного угла створа отвесов  $AB$  относительно нее. Тогда при выводе формулы погрешности  $M_{\text{ш}i}$  можно использовать формулы (IV.2.27), (IV.2.28), (IV.2.29). Поскольку для подземных полигонов  $m_i^2 = \mu^2 l_i$ , после несложных преобразований найдем погрешность примыкания в шахте

$$M_{\text{ш}i} = \frac{1}{L} \sqrt{m_{\beta}^2 \sum R_{xi}^2 + \rho^2 \mu^2 \sum l_i \sin^2 \alpha_i}, \quad (\text{IV.2.32})$$

где величины  $R_{xi}$  определяются графически (см. рис. 59), а значения  $l_i \sin^2 \alpha_i$  находятся для всех сторон подземного соединительного полигона. Как видим, первый член подкоренного вы-

ражения формулы (IV.2.32) будет для каждой оцениваемой стороны разным, а второй останется без изменений.

Формулы (IV.2.30) и (IV.2.32) свидетельствуют о том, что погрешность ориентирования через два ствола зависит от формы полигонов на поверхности и в шахте. Поскольку измерения в шахте менее точны, особое внимание следует обращать на форму подземного соединительного полигона.

Из формулы (IV.2.32) следует, что для соединительного полигона, проложенного вдоль створа отвесов, погрешности измерения длин не влияют на точность ориентирования. В этом случае для полигонов с примерно равными длинами сторон погрешность примыкания в шахте может быть вычислена по формуле

$$M_{ш i} = m_{\beta} k = m_{\beta} \sqrt{\frac{(n-1)(2n-1) - 6(i-1)(n-i)}{6n}}, \quad (IV.2.33)$$

где  $n$  — число сторон соединительного полигона;  $i$  — порядковый номер стороны, для которой находится погрешность.

Для примера приведем полученные по формуле (IV.2.33) значения коэффициента  $k$  для различных полигонов (табл. 14).

Таблица 14

Номер оцениваемой стороны $i$	Значения коэффициента $k$ для различных полигонов с числом $n$ сторон соединительного полигона									
	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
2	0,471	0,612	0,775	0,928	1,069	1,199	1,319	1,432	1,537	1,637
3		0,612	0,632	0,726	0,845	0,968	1,087	1,204	1,314	1,419
4			0,775	0,726	0,756	0,829	0,923	1,025	1,128	1,230
5				0,928	0,845	0,829	0,860	0,922	1,000	1,087
6					1,069	0,968	0,923	0,922	0,953	1,007
7						1,199	1,089	1,025	1,000	1,007
8							1,319	1,204	1,128	1,087
9								1,432	1,314	1,230
10									1,537	1,419
11										1,637

Анализируя формулы (IV.2.30), (IV.2.32), (IV.2.33) и данные таблицы, можно сделать следующие выводы:

1) погрешность ориентирования зависит от формы полигонов на поверхности и в шахте;

2) для повышения точности лучше использовать вытянутые полигоны, приближенные к створу отвесов;

3) в соединительных полигонах вытянутой формы погрешность примыкания в шахте зависит в основном от средней квадратической погрешности измерения горизонтального угла, числа сторон полигона и номера оцениваемой стороны;

4) в таких полигонах погрешности дирекционных углов сторон, расположенных в середине, меньше погрешностей крайних сторон, а погрешности дирекционных углов сторон, одинаково удаленных от отвесов, равны между собой;

5) погрешности дирекционных углов соединительного полигона возрастают при увеличении числа его сторон, однако при их числе менее 12 погрешности дирекционных углов средних сторон не превысят погрешностей измерения горизонтального угла (коэффициенты  $k$  этих сторон подчеркнуты).

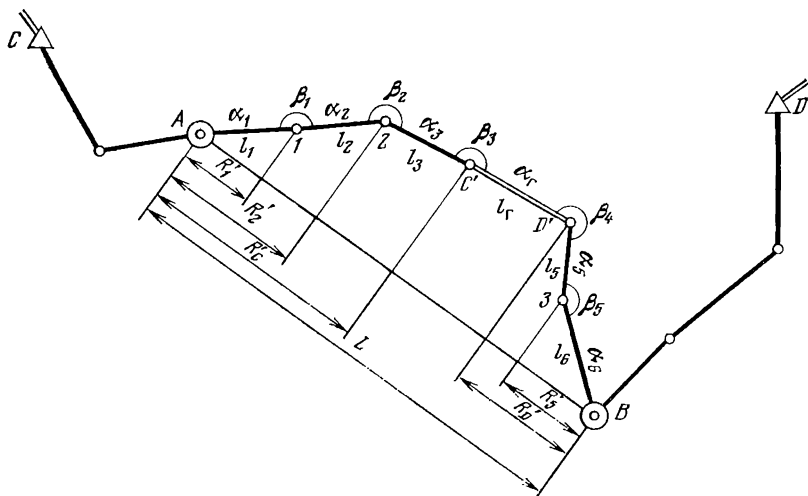


Рис. 61. Схема взаимосвязи ориентирования через два ствола с гироскопическим ориентированием

Ориентирование через два ствола целесообразно сочетать с гироскопическим ориентированием хотя бы одной стороны подземного соединительного полигона (рис. 61). Полученная при этом разность дирекционных углов  $f_\alpha$  (абсолютная) одной и той же стороны не должна превышать значения, определяемого по формуле

$$f_{\alpha \text{ доп}} = 2 \sqrt{m_\alpha^2 + M_{oi}^2}, \quad (\text{IV.2.34})$$

где  $m_\alpha$  — средняя квадратическая погрешность гироскопического ориентирования;  $M_{oi}$  — средняя квадратическая погреш-

ность геометрического ориентирования, вычисляемая в общем случае по формуле (IV.2.26).

Если разность  $f_\alpha$  допустима, то за окончательное значение дирекционного угла целесообразно принять среднее весовое, вычисляемое по формуле

$$\alpha_{\text{ср}} = \alpha_1 + \frac{f_\alpha}{q + 1}, \quad (\text{IV.2.35})$$

где  $\alpha_1$  — значение дирекционного угла, определенное гироскопически;  $f_\alpha$ ,  $q$  — значения, вычисляемые по формулам

$$f_\alpha = \alpha_2 - \alpha_1; \quad q = \frac{M_o^2 i}{m_\alpha^2}, \quad (\text{IV.2.36})$$

причем  $\alpha_2$  — значение дирекционного угла, полученное из геометрического ориентирования.

Если разность  $f_\alpha$  больше величины, вычисленной по формуле (IV.2.34), но меньше  $3'$ , то за окончательное значение целесообразно принять результаты гироскопического ориентирования. Если же  $f_\alpha$  превышает  $3'$ , то необходимо провести дополнительное ориентирование.

#### IV.2.6. ОРИЕНТИРОВАНИЕ ЧЕРЕЗ НЕСКОЛЬКО ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ И СТУПЕНЧАТОЕ ОРИЕНТИРОВАНИЕ

Примыкание подземной сети рекомендуется выполнять к отвесам, опускаемым через все соединяющиеся между собой вертикальные выработки шахты. При этом возникают избыточные исходные данные, которые существенно повышают точность сети. Кроме того, возникает надежная связь со съемками на поверхности. Наличие избыточных данных позволяет сокращать объемы измерений в шахте за счет одноразового прокладывания ходов.

Вычисление невязок, определение их допустимого значения и уравнивание ходов, соединяющих отвесы, опущенные через вертикальные выработки, производятся как для обычных систем полигонометрических ходов, опирающихся на пункты с известными координатами. Целесообразно для решения перечисленных задач применять ЭВМ, используя имеющиеся программы обработки полигонометрических сетей.

Соединительная съемка разных горизонтов может осуществляться либо непосредственно с земной поверхности (прямое ориентирование), либо последовательно, связывая горизонт с горизонтом (ступенчатое ориентирование).

*Ступенчатое ориентирование* имеет ряд преимуществ по сравнению с прямым. Его выполнять проще и удобнее. Влияние погрешностей проектирования отвесов пропорционально их длине. При равной высоте горизонтов погрешность при ступенчатом ориентировании в  $\sqrt{n}$  раз меньше по сравнению с анало-

гичной погрешностью при прямом ( $n$  — число последовательно ориентируемых горизонтов). И, наконец, при ступенчатом ориентировании более надежно и точно определяется взаимное положение съемок соседних горизонтов, имеющих, как правило, между собой технологические связи.

#### IV.2.7. ЦЕНТРИРОВАНИЕ ПОДЗЕМНОЙ СЕТИ

Задача центрирования сети возникает при гироскопическом ориентировании подземных съемок. Она решается проектированием отвеса, опущенного через вертикальную выработку и последующим примыканием к нему на поверхности и ориентируемом горизонте (рис. 62).

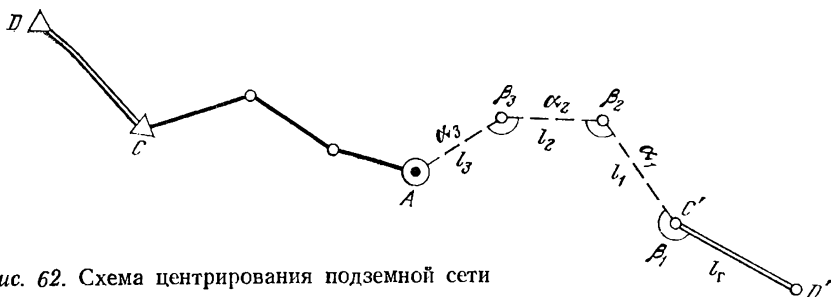


Рис. 62. Схема центрирования подземной сети

Проектирование отвеса и примыкание на поверхности осуществляются с соблюдением методов и требований, принятых при геометрических способах ориентирования.

При проектировании через глубокие стволы колебания отвесов могут иметь значительные амплитуды. В таких случаях при решении задачи центрирования сетей в качестве шкал можно применять нивелирные рейки, а фиксацию среднего положения отвеса осуществлять с помощью перемещения по полку деревянного бруска с закрепленным на нем острием. Установив брусок в требуемом положении, его прибивают гвоздями к полку, и примыкание осуществляется к острию на бруске.

Примыкание на ориентируемом горизонте производится продолжением полигонометрического хода между отвесом  $A$  и стороной  $C'D'$ , дирекционный угол которой определен гироскопическим ориентированием. Точность угловых и линейных измерений в полигонометрическом ходе должна соответствовать требованиям, предъявляемым к точности построения подземных опорных сетей.

Для контроля центрирование сети проводят независимо дважды либо через один и тот же вертикальный ствол, либо через два разных. В последнем случае между отвесами на ориентируемом горизонте прокладывают соединительный полигон и связывают его с гиростороной.

Последовательность вычисления координат при центрировании через один вертикальный ствол следующая.

1. Вычисление координат отвеса  $A$  в системе координат поверхности.

2. Вычисление дирекционных углов подземного полигонометрического хода:

$$\alpha_1 = \alpha_r + \beta_1 \pm 180^\circ; \quad \alpha_2 = \alpha_1 + \beta_2 \pm 180^\circ; \quad \alpha_3 = \alpha_2 + \beta_3 \pm 180^\circ, \quad (\text{IV.2.37})$$

где  $\alpha_r$  — дирекционный угол гиростороны;  $\beta_i$  — измеренные левые по ходу горизонтальные углы.

3. Вычисление координат подземного полигонометрического хода:

$$X_2 = X_A + l_3 \cos \alpha_3; \quad Y_2 = Y_A + l_3 \sin \alpha_3;$$

$$X_1 = X_2 + l_2 \cos \alpha_2; \quad Y_1 = Y_2 + l_2 \sin \alpha_2;$$

$$X_{C'} = X_1 + l_1 \cos \alpha_1; \quad Y_{C'} = Y_1 + l_1 \sin \alpha_1;$$

$$X_{D'} = X_{C'} + l_r \cos \alpha_r; \quad Y_{D'} = Y_{C'} + l_r \sin \alpha_r,$$

где  $l_i$  — измеренные длины сторон подземного хода.

Ранее была приведена одна из возможных схем центрирования сети через два вертикальных ствола (см. рис. 61). При обработке результатов центрирования для исключения возможных ориентирных искажений, вызванных неточностью проектирования отвесов, особенно через глубокие стволы, целесообразно принимать дирекционный угол гиростороны твердым.

Последовательность обработки центрирования сети через два вертикальных ствола следующая.

1. Вычисление координат  $X_A, Y_A, X_B, Y_B$  отвесов  $A$  и  $B$  по результатам примыкания на поверхности.

2. Вычисление дирекционных углов соединительного полигона, начиная от гиростороны

$$\alpha_3 = \alpha_r - \beta_3 \pm 180^\circ; \quad \alpha_2 = \alpha_3 - \beta_2 \pm 180^\circ; \quad \alpha_1 = \alpha_2 - \beta_1 \pm 180^\circ;$$

$$\alpha_5 = \alpha_r + \beta_4 \pm 180^\circ; \quad \alpha_6 = \alpha_5 + \beta_5 \pm 180^\circ.$$

3. Вычисление координат отвеса  $B$  на ориентируемом горизонте; в качестве исходных принимаются координаты отвеса  $A$

$$X'_B = X_A + l_1 \cos \alpha_1 + l_2 \cos \alpha_2 + \dots + l_6 \cos \alpha_6;$$

$$Y'_B = Y_A + l_1 \sin \alpha_1 + l_2 \sin \alpha_2 + \dots + l_6 \sin \alpha_6.$$

4. Определение фактических невязок:

$$f_s = \sqrt{f_x^2 + f_y^2}, \quad (\text{IV.2.38})$$

$$\text{где } f_x = X'_B - X_B; \quad f_y = Y'_B - Y_B.$$



## 5. Определение допустимой линейной невязки:

$$f_s \text{ доп} = \sqrt{\Delta_1^2 + \Delta_2^2 + \Delta_3^2}, \quad (\text{IV.2.39})$$

где  $\Delta_1$  — допустимое расхождение двух независимых центрировок сети через одну вертикальную выработку;  $\Delta_2$  — допустимое расхождение в расстояниях между отвесами в зависимости от погрешностей измерения углов и длин соединительного полигона;  $\Delta_3$  — допустимое поперечное смещение отвеса  $B$  относительно отвеса  $A$ , вызванное погрешностями измерения дирекционного угла гиростороны, горизонтальных углов и длин сторон соединительного полигона.

Значение  $\Delta_1$  устанавливается Инструкцией по производству маркшейдерских работ.

Расхождение  $\Delta_2$  вычисляется по формуле (IV.2.22), принятой при ориентировании через два ствола.

Смещение  $\Delta_3$  определяется по формуле

$$\Delta_3 = 2 \sqrt{\frac{m_\alpha^2}{\rho^2} L^2 + \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \Sigma R_i'^2 + \mu^2 \Sigma l_i \sin^2 \varphi_i}, \quad (\text{IV.2.40})$$

где  $L$  — расстояние между отвесами  $A$  и  $B$ ;  $m_\alpha$  — средняя квадратическая погрешность определения дирекционного угла гиростороны;  $m_\beta$  — средняя квадратическая погрешность измерения горизонтальных углов;  $R_i'$  — проекции на створ отвесов расстояний от точек  $1, 2$  и  $C'$  до отвеса  $A$  и от точек  $D', 3$  до отвеса  $B$ ;  $\mu$  — коэффициент влияния случайных погрешностей измерения длин;  $\varphi_i$  — углы между сторонами подземного полигона и створом отвесов. Величины  $l_i \sin^2 \varphi_i$  для всех сторон подземного полигона получают графически двойным проектированием.

6. Вычисление окончательных координат одной из конечных точек гиростороны.

Если  $f_s \leq f_s \text{ доп}$ , окончательные координаты одной из точек, например  $C'$ , определяют по формулам

$$X_{C'} = X_A + l_1 \cos \alpha_1 + l_2 \cos \alpha_2 + l_3 \cos \alpha_3 - \frac{f_x}{\Sigma l_i} (l_1 + l_2 + l_3);$$

$$Y_{C'} = Y_A + l_1 \sin \alpha_1 + l_2 \sin \alpha_2 + l_3 \sin \alpha_3 + \frac{f_y}{\Sigma l_i} (l_1 + l_2 + l_3).$$

Окончательные координаты остальных точек подземного полигона, в том числе и точки  $D'$  вычисляют по обычным формулам, принимая в качестве исходных координаты точки  $C'$  и дирекционный угол  $\alpha_r$  гиростороны  $C'D'$ .

## **IV.3. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ВСТРЕЧНЫМИ ЗАБОЯМИ**

### **IV.3.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ**

Проведение выработок встречными или догоняющими забоями — сбойками — позволяет расширить фронт проходческих работ, что способствует ускорению ввода в эксплуатацию этих выработок. Этот способ широко применяется при проведении горных выработок различного назначения, в том числе при строительстве метро и тоннелей. Кроме того, при сооружении тоннелей значительной протяженности часто создают несколько встречных забоев, подход к которым осуществляется через специально сооруженные вертикальные стволы.

На маркшейдерские работы при проведении выработок встречными забоями надо обращать особое внимание. Главной задачей маркшейдерской службы является обеспечение требуемой точности смыкания осей сбиваемых выработок. В свою очередь требуемая точность смыкания устанавливается в зависимости от назначения выработки и технологии ее проведения. Очевидно, что требования к точности смыкания забоев вентиляционной выработки должны быть ниже требований к точности смыкания забоев откаточных выработок, особенно оборудованных конвейерным транспортом. Повышенные требования предъявляются к качеству сооружения метро и железнодорожных тоннелей. Если при проведении горных выработок шахты или рудника допустимая ошибка смыкания осей встречных выработок обычно находится в диапазоне 0,3—0,7 м, то аналогичная ошибка смыкания осей тоннелей не должна превышать 0,05—0,10 м.

Расхождения осей выработок, проводимых встречными забоями, являются следствием погрешностей измерений, выполняемых при создании планового и высотного обоснования, используемого для задания направлений этим выработкам. Иными словами, точность проведения выработок в основном зависит от качества маркшейдерского обеспечения. Некачественная сбойка может привести к значительным материальным затратам.

Точность, объем и методы маркшейдерских работ по обеспечению сбоек зависят от типа сбиваемых выработок, их протяженности и конфигурации. В каждом конкретном случае маркшейдерские задачи проведения сбоек решаются по-разному. Однако во всех случаях точность маркшейдерских измерений должна обеспечивать получение требуемой точности смыкания забоев. При этом следует иметь в виду, что чрезмерная (не вызванная необходимостью) точность потребует излишних

затрат труда и времени, а в ряде случаев — более сложных приборов и методов.

Чтобы устранить нежелательные последствия, все маркшейдерские работы по обеспечению сбоек должны выполняться с надежным контролем, исключающим возможные грубые неточности. Это приводит к необходимости дублирования каждого измерения и по меньшей мере двойного выполнения всех работ по созданию рабочего обоснования для проведения сбойки. В ответственных случаях цикл маркшейдерских работ выполняют более двух раз и по возможности разными исполнителями и методами.

При проведении выработок встречными забоями маркшейдерские работы ведут в следующей последовательности:

1) устанавливают место встречи выработок и допустимую ошибку смыкания забоев, численное значение которой должно быть документально оформлено;

2) составляют проект маркшейдерских работ по созданию планового и высотного обоснования сбойки;

3) намечают приборы и методы выполнения необходимых измерений и устанавливают средние квадратические погрешности отдельных видов измерений, соответствующие принятым методам и приборам;

4) осуществляют расчет ожидаемой ошибки смыкания осей сбиваемых выработок;

5) полученную из расчета ожидаемую ошибку смыкания по критерию (IV.1.1) сравнивают с допустимой и в зависимости от результата сравнения намеченную методику либо принимают, либо пересматривают; в последнем случае расчет ожидаемой ошибки смыкания повторяют с новыми параметрами точности;

6) по принятой на основе расчета методике выполняют измерения, необходимые для получения с надежным контролем координат и высотных отметок точек, используемых при задании направлений обоим встречным выработкам;

7) определяют велпчины, необходимые для непосредственного выноса в натуру осей проводимых выработок;

8) используя полученные величины, выносят в натуру и закрепляют направления в плане и по высоте;

9) в процессе проведения выработок осуществляют оперативное маркшейдерское обеспечение: контроль соблюдения заданного направления и паспорта крепления выработок, перенос направлений, пополнение рабочего планового и высотного обоснования по мере подвигания забоев, предупреждение о сближении забоев и т. д.;

10) после осуществления сбойки определяют фактическое расхождение осей сбитых выработок путем замыкания ходов в плане и по высоте с последующим проектированием (графи-

чески или аналитически) линейной невязки на ось выработки и на перпендикулярное ей направление.

Необходимость составления проекта маркшейдерских работ по обеспечению проведения выработок встречными забоями зависит от степени ответственности указанных работ, требуемой точности сбойки, протяженности ходов рабочего обоснования, используемых в качестве основы для задания направлений. Целесообразно в проекте закладывать методика и точность измерений, предусмотренные Инструкцией по производству маркшейдерских работ для опорных сетей. Если по расчету эта методика не обеспечивает требуемой точности, то необходимо либо повысить точность измерения отдельных элементов сети, либо увеличить число гиросторон. Увеличение числа гиросторон, помимо повышения точности, дает дополнительный независимый контроль угловых измерений, делая плановую основу более надежной.

При проведении выработок встречными забоями по типовым, повторяющимся схемам расчет ожидаемой ошибки смыкания можно сделать один раз, поскольку можно использовать предыдущие расчеты.

#### IV.3.2. ВИДЫ СБОЕК

Рассмотрим различные виды сбоек с точки зрения особенностей их маркшейдерского обеспечения. Очевидно, что маркшейдерские работы по ведению сбоек будут зависеть от угла наклона сбиваемых выработок. Поэтому различают *горизонтальные, наклонные и вертикальные сбойки*.

По методам выполнения маркшейдерских работ *сбойки выработок одной шахты* отличаются от *сбоек выработок, осуществляемых из разных шахт*. В первом случае маркшейдерское обоснование создается только в подземных выработках, соединяющих оба забоя. При сбойках, проводимых из разных шахт, координаты точек, расположенных вблизи забоев, нужно с высокой точностью определить в единой для обеих шахт системе координат. Для этого от общих исходных пунктов на поверхности прокладываются подходы полигоны, осуществляется соединительная съемка, а в подземных выработках создается плано-высотное обоснование.

Различают также *сбойки по проводнику* и *сбойки без проводника*. Проводниками обычно служат пласты, жилы, контакты между слоями горных пород. Следы проводника на груди забоя существенно упрощают маркшейдерское обеспечение сбойки.

При расчете точности проведения выработок встречными забоями для удобства используют условную систему координатных осей, совмещая ось ординат  $Y'$  этой системы с осью сби-

ваемых выработок в месте их встречи. Тогда направление, лежащее в горизонтальной плоскости и перпендикулярное оси  $Y'$ , будет осью абсцисс  $X'$ , а вертикальное направление — осью  $Z$ . По этим направлениям можно рассчитать ожидаемые смещения забоев при их сбойке. Очевидно, что смещения забоев горизонтальных выработок в плоскости, перпендикулярной оси  $Y'$ , т. е. в горизонтальном (вдоль оси  $X'$ ) и вертикальном (вдоль оси  $Z$ ) направлениях, неблагоприятны. Значительные смещения забоев по этим направлениям могут вызвать существенные материальные затраты по исправлению выработок. Поэтому эти направления называют *ответственными*. *Неответственное* (свободное) направление — направление вдоль оси сбиваемых выработок: вдоль оси  $Y'$  при сбойке горизонтальных и наклонных выработок и вдоль оси  $Z$  при сбойке вертикальных.

Наличие проводника приводит к образованию еще одного свободного направления. При этом предполагается, что между забоями проводник не имеет разрывов. Для примера рассмотрим несколько случаев ведения выработок по проводнику:

1) пласт (проводник) горизонтален. При проведении по нему горизонтальной выработки свободным будет направление по высоте, т. е. по оси  $Z$ ;

2) пласт имеет крутое падение. При проведении горизонтальной выработки по пласту свободным становится направление по оси  $X'$ ;

3) проведение выработки по наклонному пласту вкрест простирания. Свободным будет направление по высоте.

Отметим, что при сбойках вертикальных выработок применять условную систему координат нецелесообразно, необходимо использовать систему, существующую на данном горном предприятии.

### **IV.3.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОЖИДАЕМОЙ ОШИБКИ СМЫКАНИЯ ОСЕЙ СБОЙКИ, ПРОВОДИМОЙ В ПРЕДЕЛАХ ОДНОЙ ШАХТЫ**

При определении ожидаемых ошибок смыкания осей выработок, проводимых встречными забоями, используются формулы, полученные при анализе накопления ошибок в полигонометрических и высотных ходах (разд. IV.1). Обычно ошибки смыкания определяются по ответственным направлениям в точке предполагаемой встречи забоев. Эта точка рассматривается как конечная точка двух ходов, проложенных от исходных пунктов по сбиваемым выработкам до точки встречи забоев. По каждому ходу определяют ожидаемую среднюю квадратическую ошибку положения конечной точки по каждому ответственному направлению. Например, для оси  $X'$  получают две ошибки —  $M_{x'}$  и  $M_x$ ". Общая средняя квадратическая ожидае-

мая ошибка смыкания забоев по оси  $X'$  в этом случае определится по формуле

$$M_x = \sqrt{M_x'^2 + M_x''^2}. \quad (\text{IV.3.1})$$

Так же поступают при определении ошибок смыкания по оси  $Z$ . Последовательность и методику определения средней квадратической ожидаемой ошибки смыкания осей сбойки рассмотрим на примерах.

Пример 1. Требуется определить ожидаемые ошибки смыкания забоев выработок по осям  $X'$  и  $Z$  (рис. 63).

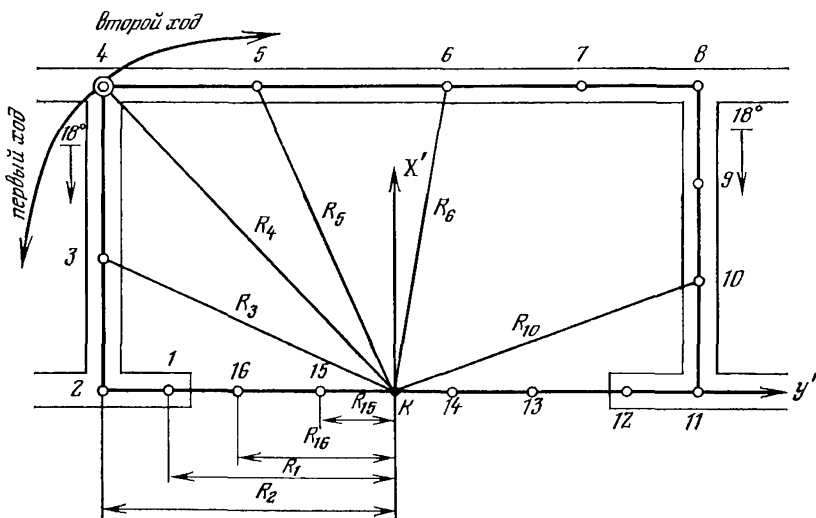


Рис. 63. Схема сбойки в пределах одной шахты без включения гиросторон

Для задания направления сбиваемым выработкам нужно проложить теодолитный ход по точкам 1, 2, ..., 11, 12 и осуществить геометрическое нивелирование по горизонтальным выработкам и тригонометрическое — по наклонным. Принята условная система координатных осей. Для получения средних квадратических ошибок по ответственным направлениям любую из точек хода, например точку 4, и любую сторону, например 4—5, можно принять в качестве исходных и по двум ходам вычислить ошибки  $M_x'$ ,  $M_x''$ ,  $M_z'$  и  $M_z''$ , а затем по формуле (IV.3.1) определить окончательные значения ожидаемых средних квадратических ошибок смыкания забоев.

Используя формулы ошибок положения конечной точки свободного полигона произвольной формы, для ответственного направления  $X'$  первого хода будем иметь

$$M_x'^2 = \frac{m_B^2}{\rho^2} \sum R_{yi}^2 + \mu^2 \sum l_i \cos^2 \alpha'_i.$$

Здесь  $R_{yi}$  — проекции на ось  $Y'$  расстояний от оцениваемой точки  $K$  до всех вершин первого хода, в том числе до точек, которые будут создаваться по

мере подвигания забоев, в данном случае до точек 15 и 16;  $l_i$  — длина сторон первого хода;  $\alpha_i'$  — дирекционный угол сторон первого хода в условной системе координат;  $\mu$  — коэффициент влияния случайных погрешностей измерения длин сторон. Формула для ответственного направления  $X'$  второго хода получается аналогично.

Произведя сложение в соответствии с формулой (IV.3.1), окончательно получим ожидаемую среднюю ошибку смыкания забоев в точке  $K$  по ответственному направлению  $X'$

$$M_x = \sqrt{\frac{m_B^2}{\rho^2} \sum R_{vi}^2 + \mu^2 \sum l_i \cos^2 \alpha_i'} , \quad (\text{IV.3.2})$$

в которую входят параметры  $R_{vi}$ ,  $l_i$  и  $\alpha_i'$  всего полигона, соединяющего оба забоя.

Заметим, что, приняв в качестве исходных другую точку и другую сторону, в конечном итоге получим формулу, аналогичную (IV.3.2).

Предельная ожидаемая ошибка смыкания забоев вычислится по формуле

$$M_{x \text{ пр}} = \frac{k M_x}{\sqrt{2}} . \quad (\text{IV.3.3})$$

Значение  $\sqrt{2}$  свидетельствует о том, что окончательные координаты точек 1, 2, 11 и 12, принимаемые для задания направлений сбиваемым выработкам, получаются как средние значения из двукратного проложения всего полигона.

Ранее отмечалось, что для маркшейдерского обеспечения сбоек, проводимых на горнодобывающих предприятиях, обычно принимают коэффициент  $k=3$ , что соответствует доверительной вероятности  $p_0=0,9973$ . В ответственных случаях иногда принимают  $k=4$ , при этом доверительная вероятность  $p_0=0,999937$ .

Полученная по формуле (IV.3.3) предельная ожидаемая ошибка сравнивается с допустимой, определяемой техническим заданием.

При вычислении ошибки смыкания забоев по высоте обычно используют допустимые значения  $\Delta h$ , приводимые в Инструкции по производству маркшейдерских работ. Для разности, полученной между двумя передачами высоты,  $\Delta h$  (в мм) определяются по формулам:

$$\text{при передаче через вертикальные выработки} \\ \Delta h = 10 + 0,2H, \quad (\text{IV.3.4})$$

где  $H$  — глубина ствола, м;

при передаче по горным выработкам геометрическим или тригонометрическим нивелированием

$$\Delta h = d \sqrt{L}, \quad (\text{IV.3.5})$$

где  $L$  — длина высотного хода, км;  $d$  — коэффициент, равный 50 для геометрического нивелирования и 100 для тригонометрического.

На поверхности коэффициент  $d$  равен 10 для геометрического нивелирования III класса и 20 — для нивелирования IV класса.

В рассмотренном примере передача высоты осуществляется тригонометрическим нивелированием по двум наклонным выработкам. Для оценки точности каждой передачи следует использовать формулу (IV.3.5), принимая в качестве  $L$  длину наклонной выработки. Затем, учитывая, что допустимые ошибки равны удвоенным средним квадратическим, можно определить среднюю квадратическую ошибку одной передачи по формуле

$$M_z = \frac{\Delta h}{2\sqrt{2}}. \quad (\text{IV.3.6})$$

Здесь величина  $\sqrt{2}$  используется для получения средней квадратической ошибки одной передачи высоты из значения средней квадратической ошибки разности двух передач.

В случае геометрического нивелирования назначается не допустимая разность двух передач высоты, а допустимая невязка, при вычислении которой используется суммарная длина хода. Среднюю квадратическую ошибку одной передачи высоты геометрическим нивелированием следует получать по формуле

$$M_z = \frac{\Delta h}{2}. \quad (\text{IV.3.7})$$

Общая средняя квадратическая ожидаемая ошибка смыкания забоев по высоте для нашего примера определится по формуле

$$M_z = \sqrt{M_{z\text{геом}}^2 + M_{z\text{триг}}^2}, \quad (\text{IV.3.8})$$

где  $M_{z\text{геом}}$  — средняя квадратическая ошибка передачи высоты геометрическим нивелированием, при ее вычислении значение  $L$  можно получать суммированием длин всех горизонтальных участков, в том числе длины участка между точками 1 и 12;  $M_{z\text{триг}}$  — средняя квадратическая ошибка передачи высоты тригонометрическим нивелированием, вычисляемая по формуле

$$M_{z\text{триг}}^2 = M_{z_1}^2 + M_{z_2}^2, \quad (\text{IV.3.9})$$

где  $M_{z_1}$  и  $M_{z_2}$  — полученные по формуле (IV.3.6) значения средних квадратических ошибок передачи высоты по наклонным участкам 2—4 и 8—11.

Предельная ожидаемая ошибка смыкания забоев по высоте вычисляется по формуле, аналогичной (IV.3.3), т. е.

$$M_{z\text{пр}} = \frac{kM_z}{\sqrt{2}}.$$

Рассмотрим пример с использованием гиросторон для повышения точности смыкания забоев. Отметим, что при включении



одной гиростороны в полигон, соединяющий оба забоя, увеличиваются затраты на выполнение гироскопического ориентирования, а точность смыкания забоев не повышается.

Пример 2. Включим в полигон две гиростороны 1—2 и 7—8 (рис. 64).

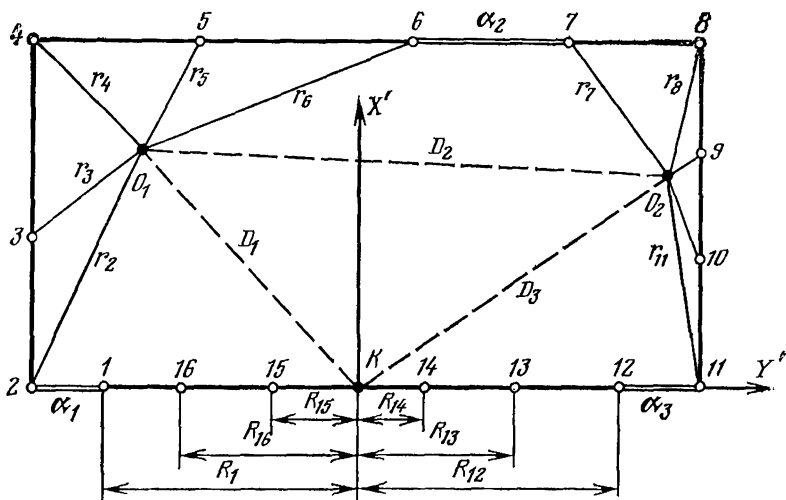


Рис. 64. Схема сбойки в пределах одной шахты с тремя гиросторонами

Средняя квадратическая ожидаемая ошибка смыкания забоев по ответственному направлению  $X'$  определяется по формуле

$$M_x^2 = \frac{m_B^2}{\rho^2} \left( \sum r_{yi}^2 + \frac{1}{2} \sum R_{yi}^2 \right) + \frac{\alpha_1^2 + m_{\alpha 2}^2}{\rho^2} D_y^2 + \frac{\mu^2}{2} \sum l_i \cos^2 \alpha_i', \quad (\text{IV.3.10})$$

где  $r_{yi}$ ,  $R_{yi}$  и  $D_y$  — проекции на ось  $Y'$  линейных параметров;  $m_{\alpha 1}$  и  $m_{\alpha 2}$  — средние квадратические ошибки измерения дирекционных углов.

По этой формуле определяется средняя квадратическая ожидаемая ошибка смыкания забоев с учетом того, что висячие участки полигона 1—16—15—K и 8—9—...—14—K прокладываются для контроля дважды, а также дважды измеряются длины всех сторон полигона. В этом случае предельная ожидаемая ошибка смыкания забоев вычисляется по формуле

$$M_{x\text{пр}} = kM_x. \quad (\text{IV.3.11})$$

Отметим, что если использовать две гиростороны, то повышения точности смыкания забоев по оси  $X'$  может не произойти, если гиростороны разместить таким образом, что центр тяжести точек секции хода, расположенной между ними, окажется вблизи оси  $KX'$ . В рассматриваемом ходе это может произойти, если располагать гиростороны симметрично относительно линии  $KX'$ . Например, если гиростороны поместить на линиях

1—2 и 10—11, то центр тяжести точек хода 2, 3, ..., 10 будет находиться в точке, отмеченной кружком с крестиком. Тогда проекции на ось  $Y'$  расстояний  $r_i$  и  $R_i$ , полученных при таком расположении гиросторон, будут примерно равны проекциям на ось  $Y'$  расстояний  $R_i$ , полученных в полигоне без гиросторон (см. рис. 63), а проекция на ось  $Y'$  расстояния  $D$  будет равна нулю. Если же при этом ход между гиросторонами прокладывается один раз, то точность смыкания забоев по оси  $X'$  будет примерно в  $\sqrt{2}$  раза ниже точности хода без гиросторон, который всегда прокладывается дважды. Можно сделать вывод о том, что необходимо тщательно анализировать целесообразность введения двух гиросторон в каждом конкретном случае.

Для повышения точности сбойки и уменьшения объемов измерений надо вводить не менее трех гиросторон. Их расположение в ходе должно обеспечивать минимальные проекции на ось  $Y'$ , получаемых при этом расстояний  $r_i$  и  $R_i$ . Для схемы хода, приведенной в данном примере, такому требованию соответствует размещение трех гиросторон на линиях 1—2, 6—7 и 11—12. В более сложных по конфигурации сетях оптимальное расположение гиросторон определяется из нескольких вариантов.

Средняя квадратическая ожидаемая ошибка смыкания забоев по оси  $X'$  при наличии в ходе трех и более гиросторон определится по формуле

$$M_x^2 = \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \left( \sum r_{yi}^2 + \frac{1}{2} \sum R_{yi}^2 \right) + \frac{1}{\rho^2} \sum m_{\alpha i}^2 D_{yi}^2 + \frac{\mu^2}{2} \sum l_i \cos^2 \alpha_i. \quad (\text{IV.3.12})$$

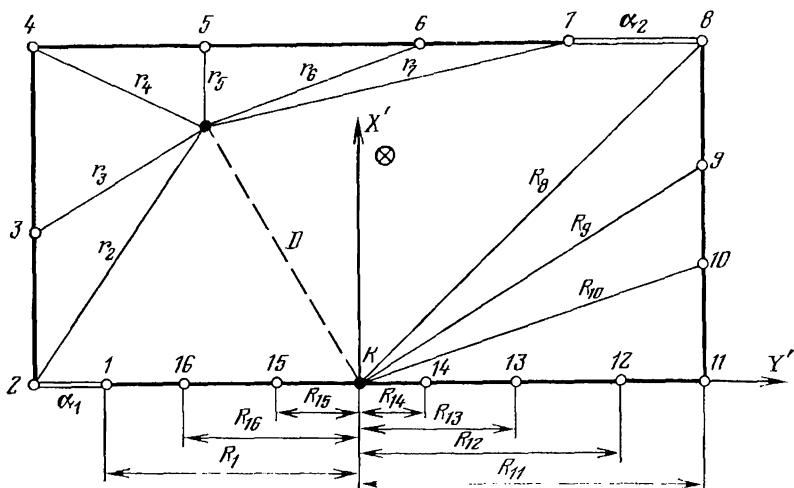


Рис. 65. Схема сбойки в пределах одной шахты с двумя гиросторонами

Линейные параметры, входящие в эту формулу, можно получить графически (рис. 65). Предельная ожидаемая ошибка смыкания забоев вычисляется по формуле (IV.3.11), а затем сравнивается с допустимой.

#### IV.3.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОЖИДАЕМОЙ ОШИБКИ СМЫКАНИЯ ОСЕЙ СБОЙКИ, ПРОВОДИМОЙ ИЗ РАЗНЫХ ШАХТ

При сбойке, проводимой из разных шахт, координаты точек, используемых для задания направлений встречным выработкам, должны быть в единой для обеих шахт системе координат. Для этого от общих исходных пунктов на поверхности прокладываются подходные полигоны к вскрываемым выработкам (стволом, штольням и т. д.), производятся соединительные съемки, а также полигонометрические и нивелирные ходы по подземным выработкам от стволов до забоев встречных выработок. Для этих целей можно использовать существующие сети, однако по качеству измерений и сохранности пунктов эти сети должны удовлетворять условиям конкретной сбойки. Обычно

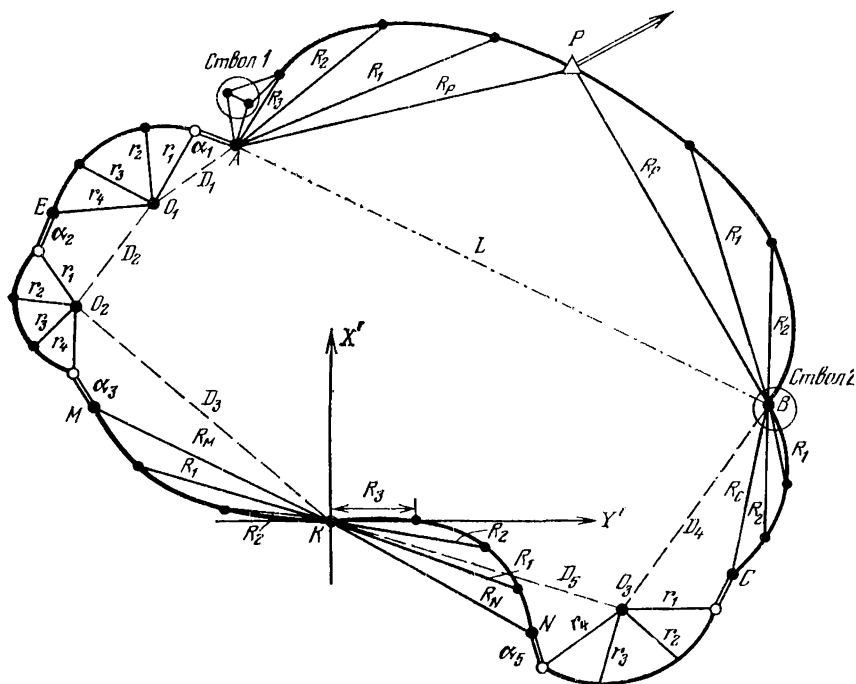


Рис. 66. Схема планового обоснования сбойки, проводимой из разных шахт

в ответственных случаях, даже при наличии таких сетей, для контроля осуществляют независимые съемки на поверхности и в шахте.

Определение ожидаемой ошибки смыкания забоев рассмотрим на примере одного из возможных вариантов сбойки, проводимой из разных шахт (рис. 66), при которой ответственными будут направления в плане ( $KX'$ ) и по высоте.

На земной поверхности от исходного пункта  $P$  к стволам 1 и 2 проложены висячие ходы полигонометрии со средними квадратическими погрешностями измерения углов  $m_{\beta n}$  и средней относительной погрешностью измерения длин сторон  $1:T$ . Высотные отметки определены геометрическим нивелированием.

Через ствол 1 выполнено геометрическое ориентирование, в результате которого дирекционный угол исходной стороны  $\alpha_1$  определен со средней квадратической погрешностью  $m_{\alpha 1}$ . Соединительная съемка через ствол 2 осуществлена путем центрирования отвесом  $B$  с измерением гироскопическим способом дирекционного угла стороны  $\alpha_4$ .

Через оба ствола передана высотная отметка, а по горным выработкам выполнено геометрическое нивелирование.

В подземных полигонах гироскопическим ориентированием определены дирекционные углы гиросторон  $\alpha_2, \alpha_3, \alpha_4$  и  $\alpha_5$  — каждый со средней квадратической погрешностью  $m_{\alpha}$ . В результате вся подземная полигонометрическая сеть оказалась расчлененной на секции  $A-E, E-M, M-K, B-C, C-N, N-K$ . При этом в секциях  $A-E, E-M$  и  $C-N$ , расположенных между гиросторонами, угловая невязка в горизонтальные углы распределена поровну. После такого уравнивания влияние погрешностей измерения горизонтальных углов секции на погрешность положения любой точки, расположенной вне секции, становится пропорциональным расстояниям  $r_i$  от вершин уравниваемых углов до соответствующего центра тяжести  $O_j$ .

**Определение ошибки смыкания по оси  $KX'$ .** Средняя квадратическая ошибка смыкания осей в точке  $K$  по ответственному направлению  $KX'$ , зависящая от погрешностей измерения углов и длин в подходных полигонах с учетом их двойного проложения, определится по формуле

$$M_n^2 = \frac{m_{\beta n}^2}{2\rho^2} \left( \Sigma R_{yi}^2 + \frac{1}{2T^2} \Sigma \Delta x_i^2 \right), \quad (IV.3.13)$$

где  $m_{\beta n}$  — средняя квадратическая погрешность измерения горизонтальных углов на поверхности;  $R_{yi}$  — проекция на ось  $Y'$  расстояний  $R_i$  от вершин полигонов на поверхности до начала подземных полигонов;  $T$  — знаменатель средней относительной погрешности измерения длин на поверхности;  $\Delta x_i$  — приращения абсцисс сторон полигонов на поверхности.

Средняя квадратическая ошибка смыкания осей в точке  $K$

по ответственному направлению  $KX'$ , вызванная погрешностями измерения горизонтальных углов уравненных секций подземных полигонов  $A—E$ ,  $E—M$ ,  $C—N$ , находится по формуле

$$M_1^2 = \frac{1}{\rho^2} (m_{\beta 1}^2 \Sigma r_{yi}^2 + m_{\beta 2}^2 \Sigma r_{yi}^2 + m_{\beta 3}^2 \Sigma r_{yi}^2), \quad (IV.3.14)$$

где  $m_{\beta j}$  — средние квадратические погрешности измерения горизонтальных углов в секциях;  $r_{yi}$  — проекции расстояний  $r_i$  каждой секции на ось  $Y'$ .

Средняя квадратическая ошибка смыкания забоев в точке  $K$  по оси  $KX'$  в зависимости от погрешностей измерения горизонтальных углов висячих секций подземных полигонов  $M—K$ ,  $B—C$  и  $N—K$  с учетом двойного проложения определится по формуле

$$M_2^2 = \frac{1}{2\rho^2} (m_{\beta 1}^2 \Sigma R_{yi}^2 + m_{\beta 2}^2 \Sigma R_{yi}^2 + m_{\beta 3}^2 \Sigma R_{yi}^2), \quad (IV.3.15)$$

где  $m_{\beta j}$  — средние квадратические погрешности измерения горизонтальных углов в каждой висячей секции;  $R_{yi}$  — проекции на ось  $Y'$  расстояний  $R_i$  каждой секции.

Влияние погрешностей дирекционных углов в подземных полигонах на определение положения конечной точки  $K$  пропорционально длинам  $D_i$  фиктивного полигона, проведенного через конечные точки висячих секций и центры их тяжести, в которых произведено распределение угловых невязок. При этом действие погрешности дирекционного угла  $\alpha_1$  пропорционально длине  $D_1$ , угла  $\alpha_2$  — длине  $D_2$  и т. д. Ошибка смыкания осей в точке  $K$ , вызванная погрешностями дирекционных углов, будет равна

$$M_{\alpha}^2 = \frac{1}{\rho^2} \Sigma m_{\alpha i}^2 D_{yi}^2, \quad (IV.3.16)$$

где  $m_{\alpha i}$  — средняя квадратическая погрешность дирекционных углов;  $D_{yi}$  — проекции на ось  $Y'$  длин фиктивного полигона.

Влияние погрешностей измерения длины сторон подземных полигонов на положение точки  $K$  по оси  $KX'$  с учетом двойного проложения ходов можно выразить формулой

$$M_l^2 = \frac{1}{2} (\mu^2 \Sigma l_i \cos^2 \alpha_i' + \lambda^2 L_x^2), \quad (IV.3.17)$$

где  $l_i$  — длина сторон всех секций подземного полигона;  $\alpha_i'$  — дирекционные углы этих сторон в условной системе координат;  $L_x$  — проекция замыкающей подземных полигонов  $L$  на ось  $X'$ ;  $\mu$  и  $\lambda$  — коэффициенты влияния случайных и систематических погрешностей измерения длин.

Общая средняя квадратическая ожидаемая ошибка смыкания забоев по ответственному направлению  $KX'$  получится сум-

мированием квадратов перечисленных выше погрешностей влияния отдельных источников:

$$M_x^2 = M_n^2 + M_1^2 + M_2^2 + M_\alpha^2 + M_l^2. \quad (\text{IV.3.18})$$

Все входящие в формулы (IV.3.13)—(IV.3.17) параметры можно найти графически; для этого в удобном масштабе составляется схема полигонов, прокладываемых для выполнения сбоечных работ. Центры тяжести также находятся графически. При выполнении предварительного анализа на программируемых ЭВМ, указанные параметры целесообразно определять аналитически по введенным в машину координатам точек полигонов, прокладываемых на поверхности и в шахте.

В сложных сетях подземных полигонов для расчета ожидаемой ошибки смыкания можно не учитывать замкнутые полигоны.

**Определение ошибки смыкания забоев по высоте.** Рассмотрим накопление ошибок по отдельным видам передачи высот. Средняя квадратическая ошибка передачи высоты (в мм) на поверхности с помощью геометрического нивелирования, например, IV класса определится по формуле

$$M_{2n} = \frac{\Delta h}{2} \frac{20\sqrt{L}}{2} = 10\sqrt{L}, \quad (\text{IV.3.19})$$

где  $L$  — длина нивелирного хода от исходного репера на поверхности до стволов 1 и 2, км.

Средняя квадратическая ошибка передачи высоты (в мм) через вертикальные стволы 1 и 2 находится по формулам

$$M_{z1} = \frac{\Delta h_1}{2\sqrt{2}} = \frac{10 + 0,2H_1}{2\sqrt{2}}; \quad M_{z2} = \frac{\Delta h_2}{2\sqrt{2}} = \frac{10 + 0,2H_2}{2\sqrt{2}}, \quad (\text{IV.3.20})$$

где  $M_{z1}$  и  $M_{z2}$  — средние квадратические ошибки передачи высоты через стволы 1 и 2;  $H_1$  и  $H_2$  — глубина стволов 1 и 2 соответственно, м.

Средняя квадратическая ошибка передачи высоты (в мм) от стволов 1 и 2 по горным выработкам к точке  $K$  геометрическим нивелированием будет равна

$$M_{2ш} = \frac{\Delta h}{2} = \frac{50\sqrt{L}}{2} = 25\sqrt{L}, \quad (\text{IV.3.21})$$

где  $L$  — суммарная протяженность нивелирного хода от стволов до точки  $K$ , км.

Если в подземных ходах есть участки с наклонными выработками, через которые передача высоты осуществляется тригонометрическим нивелированием, то для расчета ожидаемой ошибки следует использовать формулы, приведенные в примере 1.

Общая средняя квадратическая ожидаемая ошибка смыкания забоев в точке  $K$  по высоте с учетом двукратного выполнения всех работ определится по формуле

$$M_z^2 = \frac{1}{2} (M_{zn}^2 + M_{z1}^2 + M_{z2}^2 + M_{zш}^2). \quad (\text{IV.3.22})$$

Переход от полученных средних квадратических ожидаемых ошибок смыкания забоев к предельным ожидаемым ошибкам осуществляется по формуле

$$M_{\text{пред}} = kM_{\text{ср}}; \quad (\text{IV.3.23})$$

полученные для каждого ответственного направления значения сравниваются с допустимыми, определенными техническим заданием.

#### IV.3.5. ОПТИМАЛЬНОЕ РАЗМЕЩЕНИЕ ГИРОСТОРОН ПРИ СБОЙКАХ

Ранее были даны некоторые рекомендации по размещению гиросторон в сбойках в пределах одной шахты. В общем случае при размещении гиросторон в ходах, соединяющих забои встречных выработок, целесообразно учитывать следующие положения:

а) влияние на точность сбойки погрешностей горизонтальных углов, измеренных в выработках, расположенных нормально к ответственному направлению  $X'$ , можно уменьшить увеличением числа гиросторон, размещаемых в этих выработках;

б) влияние на точность сбойки погрешностей горизонтальных углов, измеренных в выработках, расположенных параллельно ответственному направлению  $X'$ , можно полностью исключить размещением двух гиросторон в начале и в конце этих выработок.

Эти положения применимы для сбоек, проводимых как в пределах одной шахты, так и из разных шахт.

Как отмечалось, при сбойках в пределах одной шахты наиболее целесообразно для повышения точности и уменьшения объемов измерений вводить в полигон три гиростороны и более. Приведем оптимальное расположение трех гиросторон  $\alpha_1$ ,  $\alpha_2$ ,  $\alpha_3$  (рис. 67, а). В этом случае одну гиросторону  $\alpha_1$  целесообразно располагать на противоположной выработке вблизи оси  $X'$ , а две другие  $\alpha_2$  и  $\alpha_3$  — примерно в середине каждой сбиваемой выработки. При такой схеме расположения трех гиросторон введение дополнительных гиросторон  $\alpha_4$  и  $\alpha_5$  на участках  $A-C$  и  $B-D$  не вызывает значительного повышения точности сбойки. Вместе с тем соответствующее расположение дополнительных гиросторон  $\alpha_4$ ,  $\alpha_5$ ,  $\alpha_6$  и  $\alpha_7$  (рис. 67, б) позволит

полностью исключить влияние на точность сбойки погрешностей горизонтальных углов участков  $A-C$  и  $B-D$  и уменьшить влияние погрешностей горизонтальных углов, измеренных на участках  $A-B$  и  $C-D$ .

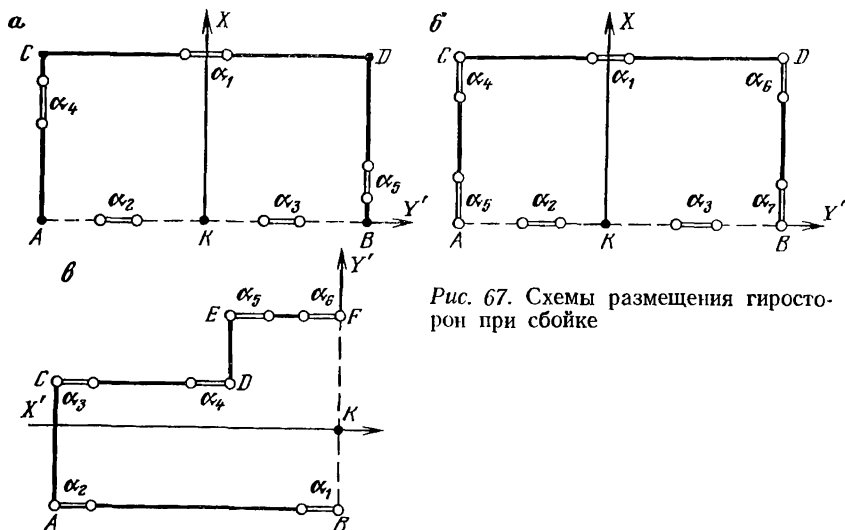


Рис. 67. Схемы размещения гиросторон при сбойке

В более общей схеме (рис. 67, в) гиростороны  $\alpha_1$ ,  $\alpha_2$ ,  $\alpha_3$ ,  $\alpha_4$  и  $\alpha_6$  полностью исключают влияние погрешностей горизонтальных углов, измеренных на участках полигона  $A-B$ ,  $C-D$  и  $E-G$  на точность сбойки. Помимо этого, примерно в два раза уменьшается влияние погрешностей горизонтальных углов участков  $A-C$  и  $D-E$ .

Следует отметить, что введение гиросторон эффективно только после распределения (уравнивания) угловых невязок в секциях полигона, расположенных между гиросторонами.



## ДОПОЛНИТЕЛЬНЫЕ СВЕДЕНИЯ О МАРКШЕЙДЕРСКИХ СЪЕМКАХ

---

### В.1. ТОПОГРАФО-МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ РАЗВЕДКЕ

Топографо-маркшейдерские работы выполняются для обеспечения геологической разведки топографическими картами, координатами и высотами, необходимыми для пространственного изучения и картирования месторождения полезных ископаемых, подсчета запасов и других целей. Эти работы производятся в соответствии с утвержденным проектом и включают:

- 1) построение геодезической сети;
- 2) топографическую съемку и составление топографической основы геологических карт;
- 3) перенос в натуру и привязку геологоразведочных выработок и других объектов;
- 4) маркшейдерское обслуживание проходки горноразведочных выработок.

#### В.1.1. ГЕОДЕЗИЧЕСКАЯ СЕТЬ И ТОПОГРАФИЧЕСКАЯ СЪЕМКА НА УЧАСТКЕ

Геодезическая сеть на участке геологической разведки необходима для обоснования топографической съемки и для выполнения работ по перенесению в натуру и привязке разведочных выработок и различных объектов наблюдений в той же системе координат. Она строится на основе имеющихся пунктов триангуляции, полигонометрии и нивелирования I—IV классов путем проложения цепочек треугольников, теодолитных и высотных ходов и определения пунктов засечками. В геодезическую сеть входят также пункты опорной сети, создаваемой для перенесения в натуру разведочных выработок.

При отсутствии пунктов триангуляции или полигонометрии на участках разведки с относительно небольшой площадью (до 100 км<sup>2</sup> при детальной разведке и до 500 км<sup>2</sup> при поисково-разведочных работах) развивается самостоятельная съемочная сеть в виде цепочек треугольников между базисами в сочетании с засечками или систем замкнутых теодолитных ходов. Точность определения сторон сети и теодолитных ходов характеризуется относительными ошибками 1:1000—1:5000.

Высотная сеть создается проложением ходов технического и тригонометрического нивелирования. Густота пунктов сети устанавливается в зависимости от требований разведки и принятого масштаба топографической съемки.

Ошибки определения пунктов сети относительно пунктов главной геодезической основы не должны превышать 1 м в плане и 0,25 м по высоте.

Система прямоугольных координат (начало координат, ориентирование осей) назначается по согласованию с органами Государственного геодезического надзора. Высоты пунктов сети вычисляются в Балтийской системе высот.

Геометрической основой геологической документации, создаваемой в процессе разведки месторождений полезных ископаемых, является топографическая карта. Масштаб съемки, выполняемой для топографической карты, устанавливается в зависимости от стадии геологоразведочных работ, а также от размеров, формы и сложности строения месторождения. При поисково-разведочных работах топографическая съемка производится в масштабах 1:25 000—1:10 000, при предварительной разведке — в масштабах 1:10 000—1:5000, а при детальной разведке — в масштабах 1:10 000—1:5000 и крупнее. Съемка в масштабе 1:5000 и крупнее применяется при разведке месторождений сложного геологического строения и неправильной формы (месторождения алмазов, платины, редких и благородных металлов и др.), а также россыпных и жильных месторождений металлов, расположенных близко к земной поверхности. Для удобства пользования топографическими картами, например для получения более крупного изображения контуров, эти карты могут изготавливаться в более крупном масштабе, чем масштаб съемки.

Топографическую съемку рекомендуется производить аэрофототопографическим (стереотопографическим или комбинированным) методом. В горной открытой местности целесообразно применять фототеодолитную съемку. Мензульная съемка применяется для составления планов небольших участков или в тех случаях, когда невозможно произвести аэрофототопографическую съемку. Тахеометрическая съемка, как метод составления топографических карт, используется на участках небольших площадей. Аэрофототопографическую съемку района геологической разведки лучше выполнять до начала разведочных работ с тем, чтобы возможно полнее использовать аэрофотоматериалы на всех стадиях разведки. Аэрофотоснимки залета необходимы для составления топографической карты, а также для геологического дешифрирования и других целей.

Сечение рельефа при съемке в масштабах 1:25 000—1:10 000 и 1:5000 устанавливается соответственно 10—2,5 м и 5—2 м (10 и 5 м для горных районов). На стадии детальной

разведки высота сечения рельефа может быть принята 1 м, если залежи полезных ископаемых выходят на земную поверхность или находятся вблизи нее.

Топографические съемки в масштабах 1:10 000 и мельче выполняются с соблюдением требований инструкций ГУГКа и ведутся на планшетах в принятой разграфке (трапециях). Съемка в масштабе 1:5000, предназначенная для геологоразведочных работ, производится по требованиям Инструкции по производству маркшейдерских работ.

Планшеты масштаба 1:5000 имеют прямоугольную разграфку 40×40 см и нумеруются арабскими цифрами. В дополнение к пунктам геодезической основы на местности закрепляются два-три пункта планового и высотного съемочного обоснования. Это необходимо сделать для каждого планшета. Аэрофототопографическую съемку выполняют аппаратами с фокусным расстоянием от 55 до 200 мм в масштабах 1:7500—1:10 000 (в зависимости от характера местности и метода составления, планов). Залеты производят преимущественно в весенний или осенний периоды.

При стереотопографической съемке производят маркировку точек местности (по проекту), планово-высотную подготовку снимков (привязку опознавательных знаков), дешифрирование снимков и камеральные работы по составлению плана. При контурно-комбинированном методе съемка рельефа ведется на фотопланах при помощи мензулы и кипрегеля.

Пикеты для построения горизонталей определяются с основных пунктов съемочного обоснования, съемочных точек и реперов.

Мензульная съемка выполняется на чертежной бумаге, наклеенной на алюминий или фанеру. В дополнение к аналитическим пунктам съемочные точки определяются построением геометрической сети или проложением мензульных ходов. Съемка подробностей производится полярным способом, расстояния от мензулы до речных точек не допускаются более 300 м. Полевые оригиналы съемки вычерчиваются тушью в соответствии с условными знаками.

#### **В.1.2. ПЕРЕНОС В НАТУРУ И ПРИВЯЗКА ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК**

При составлении проекта геологоразведочных работ на карте отмечают места расположения скважин, шурфов и других выработок, намеченных для проходки. Отмечаются также проектируемые разведочные линии, по которым располагаются выработки. Проектное положение наиболее важных выработок задается координатами устьев с указанием требуемой точности их определения.

Задача переноса выработок в натуру — это определение и обозначение на местности точек, соответствующих положению выработок на проектной карте. Перенос выработок в натуру может быть выполнен одним из следующих способов:

1) по топографической карте или аэрофотоснимкам путем опознавания точек или промерами от опознанных на местности контурных точек до проектных выработок. Этот способ применяется на участках с большой контурностью;

2) полярным способом и засечками от ближайших пунктов геодезической сети. В необходимых случаях к месту выноса проектных точек прокладывается теодолитный ход или засечками определяются дополнительные пункты, а затем от этих пунктов производится перенос выработок в натуру;

3) промерами от точек опорной сети. Как уже указывалось, для переноса в натуру выработок, расположенных по разведочным линиям, на местности строится опорная сеть. Она состоит из прямолинейного магистрального хода, примыкающего на концах к геодезическим пунктам, и профильных линий, задаваемых теодолитом с точек хода под проектным направлением. По профильным линиям через установленное число метров отмечаются пикетные колышки. Линии опорной сетки закрепляются столбами с надписью номеров. Места проектных выработок на линиях определяются промерами от пикетов.

Выработки, расположенные между линиями, выносятся от точек сети способом перпендикуляров, полярным способом или засечками.

Вынесенные в натуру точки устьев проектных выработок закрепляются кольями и окапываются. Они сдаются по акту представителю геологической партии.

В тех случаях, когда выработку неудобно проходить в за-проектированном месте (вблизи валуна, обрыва, канавы и др.), ее относят в сторону. После проходки положение устьев выработок уточняется (если это необходимо) путем плановой и высотной привязки к пунктам геодезической сети. Привязка производится теми же способами, что и перенос в натуру, т. е. по карте, полярным способом или проложением теодолитных ходов.

Установлены следующие требования к точности привязки выработок:

а) при поисково-разведочных работах в масштабе 1 : 25 000 ошибка плановой привязки относительно ближайших пунктов геодезической сети не должна превышать 5 м, в масштабе 1 : 10 000 — 2 м и в масштабе 1 : 5000 — 1 м;

б) при предварительной и детальной разведке ошибка плановой привязки не должна превышать 1 м.

Высоты устьев выработок определяются геометрическим или тригонометрическим нивелированием.

Привязка выработок не производится, если перенос в натуру выполнен с достаточной точностью. Привязка закрепленных глубоких скважин и тяжелых горных выработок производится от пунктов государственной геодезической сети, аналитических пунктов съемочной сети или от точек магистральных ходов с ошибками, не превышающими в плане 1 м и по высоте 0,3 м.

### **V.1.3. СОСТАВЛЕНИЕ ТОПОГРАФИЧЕСКОЙ ОСНОВЫ ОТЧЕТНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ КАРТ. МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК**

Отчетные геологические карты составляются на топографической основе, представляющей собой лист принятой разграфки, на котором по указанию геологической организации выборочно нанесены геодезические пункты, ситуация и рельеф, а также разведочные выработки и другие объекты (по материалам геодезической привязки). Масштаб топографической основы устанавливается в соответствии с требованиями разведки и может быть мельче или крупнее масштаба топографической карты, использованной для ее составления.

Топографическая основа отчетных геологических карт масштаба 1 : 10 000 и мельче составляется по материалам государственных топографических карт на листах соответствующей разграфки. Топографические основы геологических карт в масштабе 1 : 5000 и крупнее составляются на листах с квадратной разграфкой, которые имеют следующие размеры и обозначения:

1) лист масштаба 1 : 5000 — 40×40 см и обозначается арабской цифрой, указывающей порядковый номер этого листа (например, 19);

2) лист масштаба 1 : 2000 — 50×50 см, получается в результате деления на четыре части листа масштаба 1 : 5000 и обозначается одной из букв русского алфавита А, Б, В, Г (например, 19—Г);

3) лист масштаба 1 : 1000 — 50×50 см, образуется делением на четыре части листа масштаба 1 : 2000 и обозначается одной из букв а, б, в, г (например, 19—Г—г).

Топографическая основа составляется на чертежной бумаге, наклеенной на фанеру. На бумагу наносится дециметровая квадратная сетка. Перенесение рельефа и ситуации с топографической карты на основу производится преимущественно фотомеханическим путем или пантографированием (при небольшом объеме работ). Разведочные горные выработки и другие объекты геологических наблюдений наносятся на основу по координатам или графическим путем (в зависимости от способа

привязки выработки) и изображаются соответствующими условными знаками.

Основными работами по маркшейдерскому обслуживанию проходки разведочных шахт, штолен и других горных выработок являются:

1) развитие геодезической сети для съемки поверхности над участком горных работ и на территории жилого и промышленного строительства, а также определение подходящих пунктов для подземных съемок;

2) перенос в натуру и привязка запроектированных объектов строительства на поверхности, а также горных выработок;

3) съемка подземных выработок, сооружений и оборудования объектов геологических наблюдений;

4) замеры и определение объемов выполненных горных работ и попутно добытого полезного ископаемого;

5) составление маркшейдерской документации по результатам съемок и геологических работ;

6) осуществление надзора за правильностью проходки;

7) участие в составлении отчетной геологической документации.

Перечисленные работы выполняются с соблюдением требований и правил безопасности при ведении горных и разведочных работ. Приведем основные из этих требований.

До начала проходки шахтного ствола его центр выносится в натуру от ближайших пунктов геодезической сети. Ошибка выноса не должна превышать 1 м. Разбивка осей ствола согласно проекту производится теодолитом с точностью верньера не ниже 30". Перпендикулярность осей ствола должна быть обеспечена с точностью до 1'. Каждая ось закрепляется по обе стороны ствола шестью пунктами при расстоянии между ними 10—15 м. Координаты осевых пунктов определяются по результатам угловых и линейных измерений и заносятся в журнал маркшейдерской документации. Оси ствола закрепляются на его шейке реперами, закладываемыми в створе осевых пунктов.

Высотные отметки осевых реперов определяются техническим нивелированием. Проверка вертикальности и соблюдения проектных размеров ствола производится измерением расстояний от проходческих отвесов, подвешиваемых в стволе на установленных расстояниях от осевых реперов. В процессе проходки ствола определяется объем выполненных работ; устанавливаются места вывалов породы; выполняется съемка проемов и обнажений горных пород; ведутся наблюдения за деформациями. Отклонение стенок ствола от проектного положения не допускается более 3 см. Его сопряжение с околоствольной выработкой обозначается не менее чем тремя знаками. По этому направлению выработка может быть пройдена до выполнения следующего ориентирования на 50 м. Для решения задачи ори-

ентирования подземных выработок на поверхности определяются два взаимно видимых подводных пункта: один вблизи устья ствола (шурфа, штольни), другой на расстоянии не менее 150 м. Если вблизи устья ствола подходной пункт определить нельзя, его закладывают в другом месте с расчетом, чтобы от него к стволу можно было проложить теодолитный ход длиной до 300 м при одном угле поворота.

Для определения подходных пунктов и выполнения съемочных работ на территории, расположенной над горными выработками, создается триангуляционная сеть (полигометрия) 2-го разряда, характеризующаяся средней квадратической ошибкой измерения угла в треугольниках (в ходах)  $10''$  и относительной ошибкой определения сторон  $1:5000$ . Подходными пунктами могут служить также пункты триангуляции 1—4 классов и полигометрии 1-го разряда, если они расположены вблизи устьев проходимых выработок. Для передачи отметок в подземные выработки вблизи ствола (шурфа, штольни) закрепляются два репера и высоты их определяются техническим нивелированием от ближайших реперов нивелирования I—IV классов или от закрепленных пунктов съемочного обоснования, отметка которых получена с ошибкой, не превышающей  $\pm 0,2$  м. Соединительная съемка и передача высотной отметки производится независимо дважды способами, наиболее рациональными для данных условий. Разность двух определений дирекционного угла стороны подземной съемки не должна превышать  $10'$  для шахт (штолен и др.), где протяженность выработок в любом направлении от ствола не превышает 300 м. В остальных случаях эта разность не должна превышать  $3'$ . Результаты двух независимых нивелирований (передача отметки в подземные выработки) не должны различаться более чем на 8 см. Задание направлений горизонтальным и наклонным подземным выработкам производится согласно проекту с помощью теодолита (провешивание без теодолита допускается на расстояние до 30 м), а задание проектного профиля — с помощью нивелира, теодолита или шаблона с уровнем.

Правильность проходки выработок проверяется измерением в плане расстояний от оси выработок до боковых стенок, а по высоте — нивелированием расстояний между кровлей и почвой. По разведочным штольням, наклонным стволам и другим главным выработкам для их съемки и нанесения на маркшейдерские планы прокладываются замкнутые или двойные основные теодолитные ходы, в которых углы измеряются одним полным повторением или приемом. Визирование производится на шнуры отвесов. Ошибки центрирования теодолита и сигналов не должны превышать 1 мм. Стороны измеряются дважды стальными рулетками (лентами). Разность двойных измерений не должна превышать  $1:1500$ . В основных теодолитных ходах

угловые невязки не должны превышать  $1,5' \sqrt{n}$ , где  $n$  — число углов в ходе, а относительные линейные невязки — 1 : 1500.

По вспомогательным выработкам прокладываются дополнительные ходы с точностью 1 : 1000. Съёмка подробностей производится способом перпендикуляров, либо полярным способом, при этом ординаты и расстояния до контурных точек измеряются с точностью до 2 см. Осуществляется съёмка боков выработок, размеров сечений в свету и вчерне, мест различных видов крепи, тектонических нарушений, контактов пород и полезного ископаемого, мест опробования и определения элементов залегания пород, разведочных и тектонических скважин. Кроме того, необходима съёмка вентиляционных, противопожарных и водоотливных сооружений, мест установки стационарного горного оборуования, камер, мест вывалов породы, очагов пожаров, суфляров, выбросов угля и газа, прорыва плавунов и т. д. Высотные отметки пунктов теодолитных ходов и реперов в подземных выработках определяются геометрическим и тригонометрическим нивелированием.

Результаты маркшейдерских измерений заносятся в процессе работы в соответствующие журналы.

При горноразведочных работах составляется следующая графическая документация:

а) план поверхности участков, расположенных над выработками, а также застраиваемых в процессе разведки;

б) маркшейдерские планы горных выработок в масштабах от 1 : 2000 до 1 : 500;

в) планы горноразведочных работ по пласту, жиле, линзе в тех же масштабах;

г) совмещенный план поверхности и горных выработок;

д) вертикальные разрезы по стволу, околоствольным и другим выработкам, а также другие планы, разрезы, проекции.

## **В.2. СЪЕМКА ОЧИСТНЫХ И НАРЕЗНЫХ ВЫРАБОТОК**

### **В.2.1. НОВЫЕ ПРИБОРЫ ДЛЯ СЪЕМКИ ОЧИСТНЫХ И НАРЕЗНЫХ ВЫРАБОТОК**

Рассмотрим маркшейдерское обеспечение разработки угольных и рудных месторождений полезных ископаемых различными системами, вид которых зависит от формы залежи и физико-механических свойств полезных ископаемых.

При разработке мощных залежей образуются большие подземные пустоты (камеры), где в связи с недоступными расстояниями невозможно использовать обычные методы съёмки. Поэтому возникает необходимость разработки и применения новых приборов и методов съёмки.

При подготовке и разработке рудных блоков маркшейдеру приходится выполнять большое количество соединительных



съе́мок между горизонтами, задавать направления многочисленным взрывным скважинам глубокого бурения и проводить другие работы с невысокой точностью, но с достаточной производительностью.

За последнее десятилетие в области конструирования приборов для съёмки очистных и нарезных выработок была проделана значительная работа. Исходя из специфических условий, в которых производится съёмка очистных выработок, к приборам предъявляются следующие основные требования:

- 1) обеспечение необходимой и достаточной точности;
- 2) портативность, малая масса, простота конструкции и удобство применения в сложных условиях;

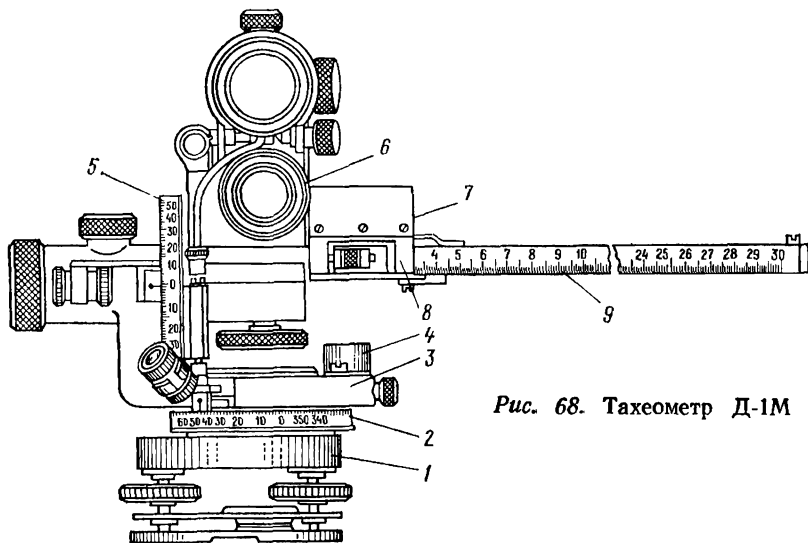


Рис. 68. Тахеометр Д-1М

- 3) обеспечение высокой производительности съёмки.

Ранее были рассмотрены некоторые простые приборы, выпускаемые отечественными заводами для съёмки в обычных условиях. Остановимся на некоторых из них, изготовленных серийно или в виде опытных образцов, успешно прошедших испытания на горных предприятиях в усложнённых условиях, например, при съёмке недоступных горных выработок.

Тахеометр Д-1М (рис. 68) является визуальным проекционным угломером с дальномером двойного изображения с переменной базой и с постоянным параллактическим углом. Принципиальная оптическая схема его аналогична схеме телетопы, добавляется лишь проекционное устройство. Прибор состоит из следующих основных частей: трегера 1, горизонтального круга 2, подставки (кронштейна) 3, круглого уровня 4, вертикального круга 5, визирной трубы 6, неподвижной пентапризмы

с оптическим клином 7, подвижной пентапризмы с отсчетным указателем и закрепительным устройством 8, базисной линейки 9, проекционной трубы с лампой. При производстве съемки в камере оптическая и проекционная трубы синхронно наводятся на точки съемки, освещая их лампой проекционной трубы. В поле зрения визирной трубы будут видны два полуизображения марки (предмета), отраженных лучом подвижной пентапризмы, перпендикулярных к базисной линейке и преломленных на величину параллактического угла  $\gamma$ , который образуется оптическим клином, расположенным перед неподвижной пентапризмой. Перемещая подвижную пентапризму вдоль базисной линейки до совпадения двух полуизображений марки, производят отсчет по тридцатисантиметровой линейке, которая разделена на миллиметры.

С помощью лупы отсчет по шкале можно определить с точностью  $\pm 0,1$  м. Наклонное расстояние до точки визирования вычисляется по формуле

$$S = l \operatorname{ctg} \gamma + c, \quad (\text{V.2.1})$$

где  $l$  — отсчет по базисной линейке;  $\gamma$  — параллактический угол;  $c$  — постоянная дальномера, равная 3,5 см.

Оптический клин имеет параллактический угол 1:200, что позволяет измерять дальномером расстояния от 1,5 до 60 м. Одновременно с определением расстояния дальномером измеряются горизонтальные и вертикальные углы с ошибкой  $\pm 8'$ . Пределы наклона трубы  $\pm 70^\circ$ . Относительная ошибка измерения расстояния от 1:600 до 1:200. Общая масса комплекта прибора (угломер, аккумулятор, штатив) 15 кг.

*Угломер со спиральным дальномером ТТ-7* (рис. 69), разработанный во ВНИМИ, представляет собой оптико-механический тахеометр с проекционно-визуальным дальномером с постоянной базой, с косвенным измерением параллактического угла и с совмещенным проектированием. Измерительным и отсчетным устройством является установленная в фокальной плоскости визуальной части системы плоскопараллельная пластинка со спиральной шкаловой сеткой. Угломерная часть ТТ-7 — вертикальный и горизонтальный лимбы с градусными делениями с точностью отсчета по индексам  $0,1^\circ$ . Расстояния определяют с помощью измерения параллакса визирного луча при наблюдении световой марки, спроектированной на стенку выработки.

На концах горизонтально расположенной базы (которая одновременно служит горизонтальной осью вращения дальномера) перпендикулярно к ней и параллельно друг другу установлены проекционная и визуальная системы. Проекционная система проектирует на стенку выработки светящуюся марку, которая располагается в плоскости изображения зрительной системы на некотором расстоянии от ее оптической оси, завися-

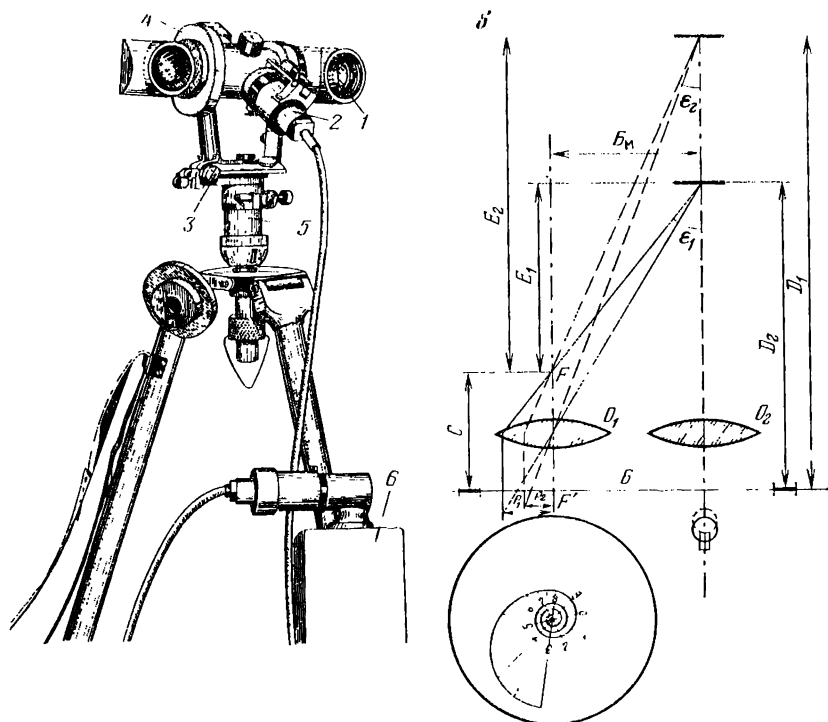


Рис. 69. Тахеометр со спиральным дальномером ТТ-7 (а) и его оптическая схема (б):

1 — базисный объектив; 2 — источник света с маркой; 3 — горизонтальный круг; 4 — вертикальный круг; 5 — подставка; 6 — источник питания

щем от расстояния между прибором и экранирующей поверхностью. Если  $B=200$  мм — база дальномера;  $B_m$  — расстояние между оптическими осями объективов  $O_1$  и  $O_2$ ;  $E_1, E_2$  — расстояния от переднего фокуса визуальной системы до экранов  $\mathcal{E}_1, \mathcal{E}_2$ ;  $\epsilon_1, \epsilon_2$  — параллактические углы между визуальными лучами;  $C=60$  мм — расстояние от переднего фокуса визуальной системы до оси вращения дальномерной коробки;  $F=100$  мм — заднее фокусное расстояние;  $F'$  — переднее фокусное расстояние;  $D_1, D_2$  — измеряемые расстояния, то

$$E_i = B \operatorname{ctg} \epsilon_i; \quad \operatorname{ctg} \epsilon_i = \frac{F'}{\rho_i}; \quad (\text{V.2.2})$$

$$D = E_i + C = B \frac{F'}{\rho_i} + C. \quad (\text{V.2.3})$$

Процесс измерения расстояний заключается в повороте плоскопараллельной пластинки со спиральной шкаловой сеткой

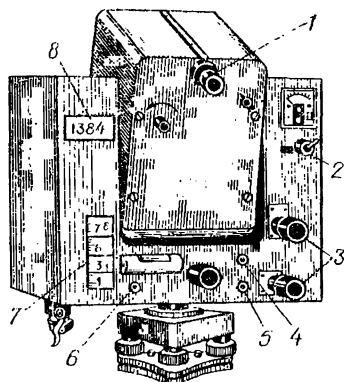
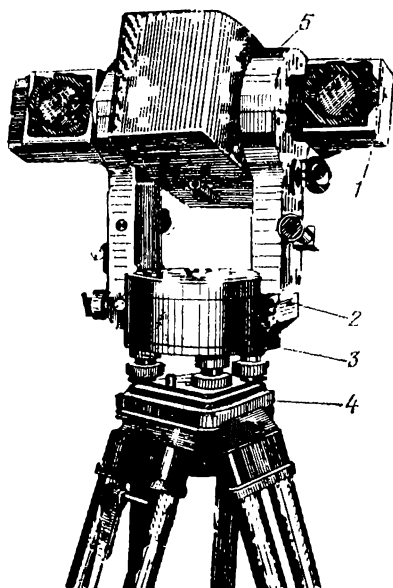


Рис. 71. Тахеометр МИПТ-2:

1 — окуляр; 2 — выключатель частоты; 3 — паяющие устройства; 4 — кнопка включения лазера; 5 — кнопка сброса; 6 — выключатель освещения шкал; 7 — табло отсчетов по вертикальному и горизонтальному кругам; 8 — табло расстояний

Рис. 70. Тахеометр со стереоскопическим дальномером ТДС:

1 — базисный объектив; 2 — горизонтальный круг; 3 — подставка; 4 — штатив; 5 — вертикальный круг

до момента касания светящегося изображения нити лампочки и точки спирали, имеющей наибольший дальномерный отсчет. Прибором измеряют расстояния от 3 до 50 м. Точность измерений длин от 3 до 30 м — 1 : 100, а от 30 до 40 м — не ниже 1 : 50. Масса прибора 4,5 кг.

Тахеометр со стереоскопическим дальномером ТДС (рис. 70), разработанный ВНИМИ, является прибором двойного изображения с бинокулярной зрительной трубой со стереоскопической постоянной базой, равной 250 мм. Устройство для измерения расстояний в стереоскопическом дальномере представляет собой линзовый компенсатор, изображение дальномерной шкалы которого вводится в поле зрения правого окуляра.

Для угловых измерений ТДС имеет горизонтальный и вертикальный оптические лимбы с ценой деления  $10'$ . Отсчеты по горизонтальному и вертикальному кругам сведены в один штриховой микроскоп, что обеспечивает точность измерения углов одним приемом порядка  $3'$ . Пределы измерения вертикальных углов от  $-90$  до  $+40^\circ$ . Расстояния с помощью фокусировочного дальномера от 4 до 11 м измеряются в пределах с точностью 1 : 50, а с помощью стереоскопического дальномера — от 11 до 150 м с точностью не ниже 1 : 300. При расстоя-

ниях от 150 до 300 м из-за плохих условий в шахте точность измерения снижается до 1 : 100.

Прибор можно эффективно использовать для безречных съемок недоступных и малодоступных горных выработок под землей и на карьерах с соблюдением соответствующей техники безопасности.

*Маркшейдерский электрооптический тахеометр* МИФТ-2 (рис. 71), разработанный во ВНИМИ, представляет собой прибор, в котором конструктивно и функционально соединены лазерный импульснофазовый светодальномер на полупроводниках, позволяющий автоматически измерять расстояния по отраженному от горных пород сигналу, и угломер для измерения горизонтальных и вертикальных углов. Вертикальный и горизонтальный лимбы с увеличением проектируются на матовый экран, с которого производится считывание измеряемых углов.

В светодальномере для точного определения расстояний служит фазовый усилитель с коэффициентом усиления, равным тысяче, а для измерения фаз — цифровой фазометр. Результаты измерения расстояния выведены в цифровом виде на электронно-цифровое табло.

Производственные испытания на горных предприятиях показали, что расстояния могут быть измерены в пределах от 5 до 90 м со средней квадратичной погрешностью  $\pm 0,3$  м. Средняя продолжительность измерения расстояний и углов не более 15 мин. Пределы измерения вертикальных углов от  $-30$  до  $+90^\circ$ . Ошибка измерения углов  $\pm 6'$ . Общая масса комплекта тахеометра 18 кг.

## **В.2.2. ОРИЕНТИРОВАНИЕ КРУТОНАКЛОННЫХ И ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК**

Почти при всех системах разработки рудных месторождений, а также сближенных, крутых и мощных угольных пластов проходятся крутонаклонные или вертикальные выработки (гезенки, скаты, восстающие), которые связывают подготовительные и очистные выработки разных горизонтов. Так как по этим выработкам невозможно проложить обычный теодолитный ход и произвести ориентирование двумя отвесами, то необходимо увязать съемки, проведенные на разных горизонтах с помощью известных способов ориентирования. Точность ориентирования через подготовительные выработки ниже точности ориентирования через капитальные выработки. Так, предельная ошибка ориентирования поэтажных выработок в блоке, размеры которого не превышают 120 м, не должна быть более  $\pm 10'$ . Расхождения между двумя ориентированиями не должны превышать  $\pm 14'$ .

При производстве ориентирования крутонаклонных и вер-

тикальных выработок кроме обычного полигонного хода применяются следующие способы: 1) наклонного шнура и вспомогательных отвесов; 2) одного наклонного шнура; 3) наклонной проволоки с примыканием к зеркалу; 4) несвободного отвеса; 5) при помощи теодолита с эксцентренной трубой; 6) двух теодолитов (угломеров) и наклонной рейки; 7) створных отвесов; 8) одного отвеса и касательного шнура; 9) при помощи гироскопической и магнитной буссолей и др.

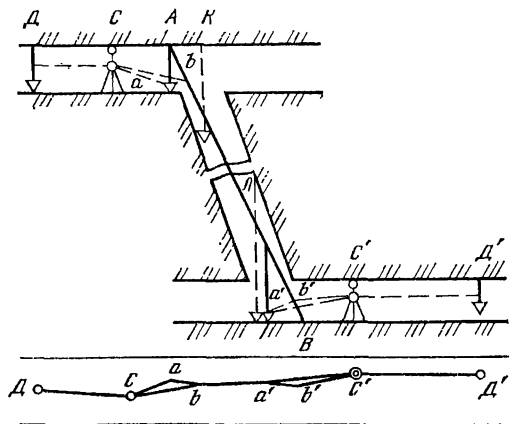


Рис. 72. Схема ориентирования с помощью наклонного шнура и вспомогательного отвеса

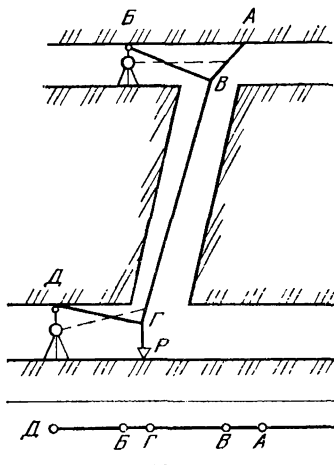


Рис. 73. Схема ориентирования при помощи несвободного отвеса

Ориентирование при помощи наклонного шнура и вспомогательных отвесов состоит в том, что по наклонной выработке между точками  $A$  и  $B$  (рис. 72), закрепленными в почве и кровле выработок двух горизонтов, натягивается стальная проволока или шнур с минимально возможным уклоном. К шнуру в точке  $A$  на верхнем и в точке  $\Gamma$  на нижнем горизонтах прикрепляют отвесы с малыми грузами. Отвесы нужно располагать в точках  $K$  и  $L$  так, чтобы они слегка касались шнура. Далее на верхнем и нижнем горизонтах устанавливают угломер в створе шнура и отвеса, образуются соединительные треугольники  $Cab$  и  $C'a'b'$ , измеряют их стороны и угол и решают обычным способом. В этих треугольниках стороны  $ba$  и  $b'a'$  лежат в одной вертикальной плоскости, проходящей через шнур и отвесы, поэтому имеют одно и то же значение дирекционного угла. Решив треугольники и измерив на точках  $C$  и  $O'$  примыка-

ные углы, осуществляют передачу дирекционного угла с одного горизонта на другой, в частном случае по формуле:

$$(C'D') = (DC) \mp \angle DCa \mp \angle a - \angle b' - \angle D'C'b' \pm 4 \cdot 180^\circ, \quad (V.2.4)$$

где  $D$  и  $D'$  — точки теодолитного хода соответственно в верхнем и нижнем горизонтах. Для передачи координат измеряют расстояние между точками  $b$  и  $b'$  по шнуру.

Угол наклона шнура  $\delta$  вычисляется из треугольников  $Aab$  и  $\Gamma a'b'$  по формулам:

$$\cos \delta = \frac{ab}{bA} \quad \text{или} \quad \cos \delta = \frac{a'b'}{b'\Gamma}, \quad (V.2.5)$$

или измеряется при помощи подвесного полукруга.

Несмотря на то, что стороны  $ab$  и  $a'b'$  в соединительных треугольниках малы, этот способ обеспечивает необходимую точность для ориентирования съемок второстепенных выработок.

*При ориентировании с помощью несвободного отвеса* в выработке на верхнем горизонте в точке  $A$  (рис. 73) закрепляют отвес (провода или шнур) и отводят его в сторону растяжкой  $BB$ , конец которой укреплен на маркшейдерской точке  $B$ . В выработке на нижнем горизонте отвес отводится в сторону растяжкой  $ДГ$ . Направление растяжек может быть произвольным, но процесс дальнейших измерений будет менее трудоемким, если обе растяжки расположить примерно в одной плоскости.

На верхнем горизонте под точкой  $B$  устанавливается хорошо выверенный теодолит или угломер. Наблюдая в трубу, перемещают точку закрепления отвеса  $A$  до тех пор, пока отрезок  $AB$  не совпадает с вертикальной нитью сетки нитей трубы теодолита. Те же действия выполняют и на нижнем горизонте. Тогда отрезки  $AB$ ,  $BB$ ,  $BГ$ ,  $ДГ$  и  $ГP$  будут лежать в одной вертикальной плоскости.

После образования вертикальной плоскости для передачи дирекционного угла с горизонта на горизонт необходимо измерить примычные углы на точках  $B$  и  $Д$  между направлениями на несвободный отвес и на примычные маркшейдерские точки в выработках. Если теодолит устанавливается не под точками  $B$  и  $Д$ , то примыкание к направлениям  $BB$  и  $ДГ$  может быть осуществлено способом соединительных треугольников.

Предрасчет погрешности ориентирования при помощи несвободного отвеса и результаты выполнения ориентирования свидетельствуют о достаточной точности передачи дирекционного угла этим способом, составляющей 5—7'.

*Способ створных отвесов* применяется при отсутствии сквозной видимости в восстающей выработке для передачи дирекционного угла. В восстающей выработке выставляют два отвеса  $A$  и  $B$  в створе с маркшейдерской точкой  $C$  на нижнем

горизонте (рис. 74). Затем в створе с отвесами  $A$  и  $B$  в точке  $C'$  устанавливают теодолит с окулярной призмой или насадкой, позволяющей визировать под крутыми углами на верхнем горизонте. Поскольку все четыре точки  $C, B, A$  и  $C'$  будут лежать в одной вертикальной плоскости, то и значение дирекционного угла отрезков  $C—B, B—A$  и  $A—C'$  будет одно и то же.

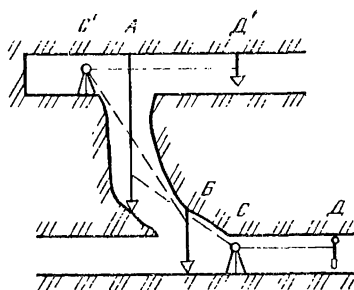


Рис. 74. Схема ориентирования при помощи створных отвесов

После такого расположения отвесов измеряют углы между направлением, образованным отвесами  $B—A$  и точками  $C$  и  $D$ , а также между отвесами  $A—B$  и точками  $C', D'$  на верхнем горизонте и определяют значение дирекционного угла ориентирного стана  $C', D'$ .

При измерении примычных углов на точках  $C$  и  $C'$  трубу следует наводить на дальний отвес. Для передачи координат необходимо измерять длины и углы наклона всех отрезков между точками  $C$  и  $C'$ . Точность передачи дирекционного угла данным способом соответствует  $5'$  и зависит от точности выставления в створе отвеса и теодолита.

При ориентировании с помощью теодолита с эксцентричной трубой прибор устанавливают на верхнем горизонте над восстающей выработкой в точке  $T$  (рис. 75). На нижнем горизонте под восстающей натягивают проволоку между маркшейдерскими точками  $I$  и  $II$ . Проволоку в двух местах в пределах поля зрения трубы освещают экранированными лампами. Трубу теодолита наводят на проволоку так, чтобы горизонтальная нить сетки совместилась с проволокой или была параллельна ей. В этом случае линия визирования  $T—A$  будет перпендикулярна проволоке. После совмещения горизонтальной нити с проволокой берут отсчет по горизонтальному кругу теодолита при двух положениях трубы:  $a_1$  — при круге лево и  $a_2$  — при круге право. Для получения большей точности измерений совмещение нити с проволокой производят несколько раз и выводят среднее значение из всех отсчетов по кругу.

При визировании на маркшейдерскую точку  $B$  на горизонте установки теодолита при двух положениях трубы берут отсчеты  $b_1$  и  $b_2$  по горизонтальному кругу.

Из среднего значения отсчетов  $a_1, a_2$  и  $b_1, b_2$  вычисляют угол между направлением проволоки  $I—II$  и направлением на примычную точку  $B$ . Искомый угол  $\beta$  можно вычислить так:

$$\beta = 90^\circ - \frac{a_1 + a_2}{2} + \frac{b_1 + b_2}{2}, \quad (V.2.6)$$



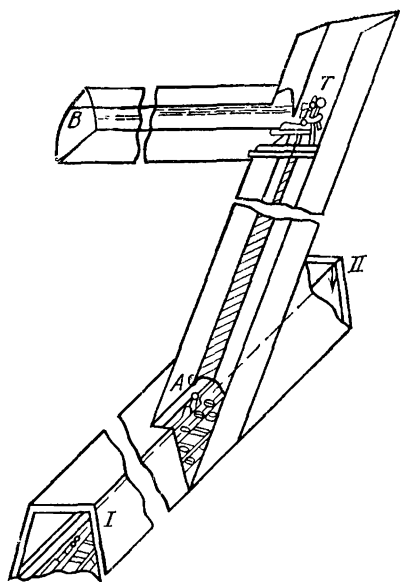


Рис. 75. Схема ориентирования при помощи теодолита с эксцентренной трубой

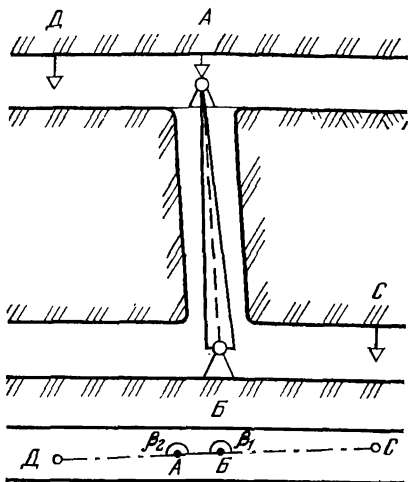


Рис. 76. Схема ориентирования при помощи угломеров с рейкой

тогда

$$\alpha_{I-II} = \alpha_{B-T} \pm \beta \pm 180^\circ. \quad (V.2.7)$$

Для передачи координат необходимо измерить расстояние  $I-A$  и  $II-A$  и наклонное расстояние  $A-T$ . Угол наклона измеряется при примыкании.

Общая погрешность передаваемого дирекционного угла при нескольких повторных опытных ориентированиях, выполненных М. И. Мироновичем, не превышала  $\pm 2'$ . При наличии накладных уровней рейки ориентирование с помощью теодолита с эксцентренной трубой и проволоки может быть заменено ориентированием двумя теодолитами с накладной рейкой или с помощью комплектов угломеров УТ-3, УТБ.

Ориентирование крутонаклонной (вертикальной) выработки с помощью двух угломерных приборов УТБ (УТ-3) и ориентирно-дальномерной накладной рейки состоит в том, что на верхнем и нижнем горизонтах над выработкой и под ней в точках  $A$  и  $B$  (рис. 76) устанавливают угломеры. Одним из них, установленным в точке  $B$ , визируют на примычную точку  $C$  и берут отсчет по горизонтальному кругу. Другим же, установленным в точке  $A$ , визируют на kern нижнего угломера  $B$  и берут отсчет по вертикальному кругу (полукругу). Затем ниж-

ний угломер вращают вокруг вертикальной оси, по сигналу добиваясь совмещения оси рейки, укрепленной на трубе угломера *Б*, с горизонтальной нитью сетки нитей угломера *А*, берут отсчет по горизонтальному кругу нижнего угломера и получают угол  $\beta_1$ . После этого, визируя верхним угломером *А*, совмещают наводящим устройством горизонтального круга горизонтальную нить сетки нитей с осью рейки 4—5 раз, сопровождая каждое совмещение отсчетом по горизонтальному кругу. Затем поворачивают трубу нижнего угломера с рейкой на  $180^\circ$  вокруг горизонтальной оси вращения, устанавливают рейку во второе положение и производят ряд совмещений горизонтальной нити с осью рейки, беря отсчеты по горизонтальному кругу верхнего угломера. Окончательным отсчетом по угломеру *А* будет среднее арифметическое из ряда наблюдений при двух положениях рейки. Затем верхним угломером визируют на точку *Д*, берут отсчет по горизонтальному кругу и вычисляют угол  $\beta_2$ . При вычислении дирекционного угла *АД* и координат точек используют известный дирекционный угол *СБ*, измеренные углы  $\beta_1\beta_2$  и длины. Для получения координат и высотных отметок точек *А*, *Б*, *Д*, измеряют рулеткой или по дальномерной рейке расстояние *АБ* и длину отвесов в точках *А*, *Б*, *С*, *Д*.

*Гироскопическое ориентирование* восстающих выработок и угломерных ходов на подэтажах является наиболее эффективным (см. разд. I.7).

### **В.2.3. СЪЕМКА ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ РАЗРАБОТКЕ КРУТЫХ ПЛАСТОВ МАЛОЙ И СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ**

При разработке пластов с углом падения до  $40\text{--}45^\circ$  съемку очистного пространства удобнее производить малым теодолитом, угломером или подвесной буссолью. На пластах с углом падения более  $45^\circ$  съемку очистного пространства чаще производят при помощи рулеточных промеров и другими простейшими приборами, так как съемка оптическими угломерными приборами в стесненных условиях крутопадающей выработки затруднена, а большой угол падения позволяет ориентировать замеры относительно линии падения и простирания. При использовании рулетки для съемки очистных выработок на откаточном штреке в створе двух теодолитных точек *А* и *Б* выставляют точку *В*, от которой по восстанию пласта вблизи забоя протягивают рулетку (шнур) до основания первого уступа (рис. 77, *а*). Затем рулетку натягивают по простиранию по подошве первого уступа и по восстанию (*а'—б*). Действуя аналогичным образом в вентиляционном штреке примыкают к точке *С*, также выставленной в створе теодолитных точек *Г* и *Д*.

Одновременно с натяжением шнура или рулетки по падению и простирацию пласта методом ординат производят съемку линии забоя и других элементов очистных выработок.

Если при привязке рулеточного хода к теодолитной съемке па откаточной и вентиляционном штреках примычные углы не будут прямыми, то они измеряются теодолитом или угломером. Азимутальную привязку рулеточного хода можно также осуществить, построив около примычных точек *С* и *В* треугольники и замерив их стороны *a*, *b*, *c* (рис. 77, б).

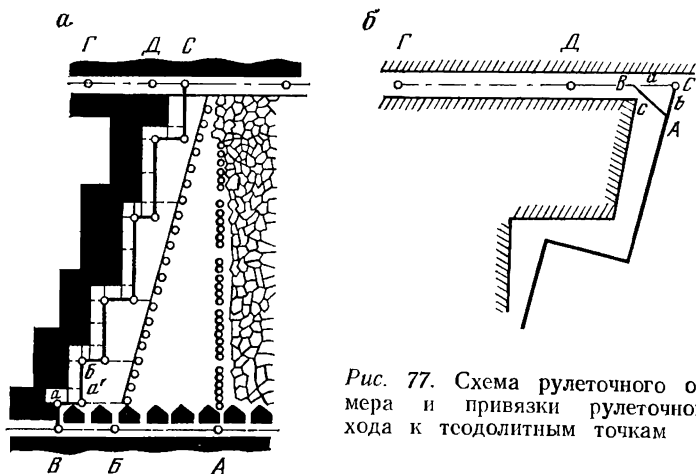


Рис. 77. Схема рулеточного обмера и привязки рулеточного хода к теодолитным точкам

Угол при точке *С* может быть вычислен по формуле тангенсов

$$\operatorname{tg}^2 \frac{C}{2} = \frac{(p-a)(p-b)}{p(p-c)}, \quad (\text{V.2.8})$$

где

$$p = \frac{a+b+c}{2}. \quad (\text{V.2.9})$$

При съемке очистных выработок рулеточным обмером лучше примснять горный компас (подвесной полукруг), так как натяжение рулетки или шнура на глаз по линии падения и простирация пласта может привести к большим искажениям. Данные рулеточных обмеров уступов по падению и простирацию пласта позволяют нанести рулеточный ход, а, следовательно, и линию забоя на план.

Рулеточный ход после исправления длин за угол наклона рекомендуется нанести сначала на кальку. Совмещая точки *В*, *Б* и *А*, нанесенные на кальку, с точками на плане, опреде-

ляют невязку рулеточного хода относительно твердых точек Д и Г. Если невязка не превышает допустимую, то ее распределяют графически, исходя из накопления ошибок пропорционально длине хода. После увязки на кальке, ход переносится на план, на котором изображаются линии забоя и все подробности очистного пространства.

Метод рулеточного замера получил широкое распространение как наиболее простой, точность выполняемой съемки порядка 1:100.

#### В.2.4. ТОЧНОСТЬ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПЛОЩАДИ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

Для определения объема  $V$  полезного ископаемого, вынутаго из очистного пространства, необходимо с достаточной точностью определить площадь  $S$  выработанного пространства и среднюю рабочую мощность  $m_{ср}$  залежи в данном контуре:

$$V = Sm_{ср}. \quad (\text{V.2.10})$$

Точность определения площади выработанного пространства будет в основном зависеть (рис. 78) от влияния следующих ошибок:

- 1) положения угломерного хода вдоль линии очистного забоя —  $m_1$ ;
- 2) накладки угломерного хода на план —  $m_2$ ;
- 3) измерения площади выработанного пространства —  $m_3$ .

В общую ошибку определения площади будут также входить ошибки определения положения линии забоя относительно угломерного хода на местности  $m_4$  и на плане  $m_5$  (зависят от измерения ординат  $h$ ), но так как они незначительны, их можно не учитывать.

Таким образом, общая ошибка определения площади выработанного пространства  $M_S$  будет равна

$$M_S = \pm \sqrt{m_1^2 + m_2^2 + m_3^2}. \quad (\text{V.2.11})$$

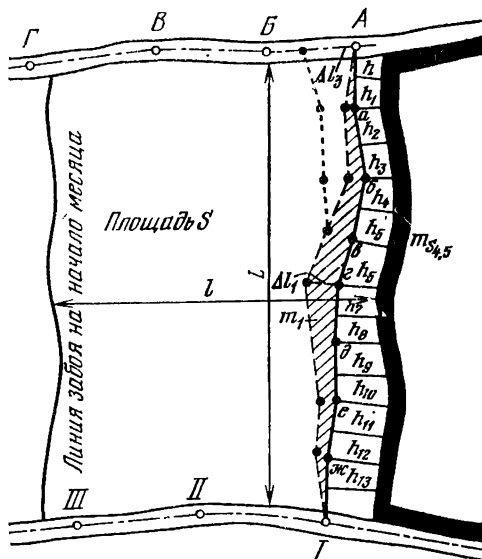


Рис. 78. Схема к предрасчету ошибки съемки лавы

Рассмотрим влияние каждой ошибки на общую ошибку определения площади  $M_S$ .

*Ошибка проложения хода по лаве  $m_1$ .* На практике возможны три основных случая проложения угломерного хода при съемке лавы:

1) между двумя исходными направлениями и двумя твердыми точками  $I$  и  $A$ . В этом случае наибольшая поперечная ошибка будет в середине хода и после приближенного уравнивания выразится формулой

$$\Delta l_1 = L \frac{m_B}{\rho} \sqrt{\frac{n}{192}} \quad (\text{V.2.12})$$

где  $L$  — общая длина хода;  $m_B$  — ошибка измерения угла;  $n$  — число углов;

2) между двумя сторонами с исходными дирекционными углами  $I-II$  и  $A-B$  и точкой  $I$ . Поперечная ошибка конечной точки в этом случае после приближенного уравнивания выразится формулой

$$\Delta l_2 = L \frac{m_B}{\rho} \sqrt{\frac{n}{12}}; \quad (\text{V.2.13})$$

3) висячий ход от исходного направления  $I-II$  и точки  $I$ . В этом случае ошибка положения конечной точки свободного хода будет приближенно выражена формулой

$$\Delta l_3 = L \frac{m_B}{\rho} \sqrt{\frac{n}{3}}. \quad (\text{V.2.14})$$

Сопоставляя формулы, видим, что предварительное уравнивание углов вытянутого полигона вдвое уменьшает поперечную ошибку конечной точки хода. При съемке хода, вытянутого между двумя исходными сторонами и точками, ошибки значительно меньше, чем при съемке замкнутого хода. Это следует учитывать при съемке очистных выработок и прокладывать именно замкнутые ходы.

Зависимость ошибки определения отработанной площади от ошибки проложения хода можно выразить так:

$$m_S = L \frac{\Delta l}{2}. \quad (\text{V.2.15})$$

Но так как отработанная площадь по простиранию заключена между двумя границами, определяемыми ходами в начале и конце месяца, то

$$m_S = L \frac{\Delta l}{2} \sqrt{2}. \quad (\text{V.2.16})$$

Ошибка накладки хода на план  $m_2$  может быть вычислена также по формуле вытянутого замкнутого полигона, так как накладка производится по углам, что аналогично прокладыванию хода по лаве.

Ошибка определения площади по плану будет в основном зависеть от способа измерения площади выработанного пространства на плане.

Площадь можно определить умножением средней длины линии очистного забоя на ее среднее подвигание. Длина линии очистного забоя в зависимости от размеров и формы очистного пространства определяется различными способами. В тех случаях, когда линия очистного забоя имеет небольшую длину, она измеряется непосредственно рулеткой. В искривленных лавах большой длины линия очистного забоя определяется по плану, составленному на основании маркшейдерской съемки. В этом случае средняя длина забоя получается из нескольких замеров (в начале, середине и конце очистного пространства). Точность измерения по плану должна быть не менее 0,2 мм.

Ошибка определения площади выражается так:

$$m_3 = \pm \sqrt{l^2 m_L^2 + L^2 m_l^2}, \quad (V.2.17)$$

где  $L$  — средняя длина угломерного хода по лаве;  $l$  — среднее подвигание очистного забоя за отчетный период;  $m_l$  и  $m_L$  — погрешности измерения  $l$  и  $L$ .

При сложной конфигурации очистного пространства площадь определяется планиметром.

Если принять длину замкнутого угломерного хода по лаве  $L=200$  м, месячное продвижение забоя  $l=40$  м, ошибку измерения угла  $m_\beta = \pm 10'$ , ошибку нанесения транспортиром угломерного хода на план масштаба 1:1000  $m_n = 15'$ , число углов в ходе  $n=10$  и ошибки измерения  $L$  и  $l$  на плане  $m_l = m_L = 0,2$  мм, то в зависимости от основных источников ошибок, согласно формуле (V.2.11), ошибка  $M_S$  будет равна

$$M_S = \pm \sqrt{76^2 + 112^2 + 40^2} = 141 \text{ м}^2, \quad (V.2.18)$$

что составляет 1,8 % общей площади выработанного пространства за месяц.

К уменьшению точности определения площади выработанного пространства приводит то обстоятельство, что съемка лавы производится не в последний день отчетного периода, а значительно раньше и, следовательно, не отражает с достаточной точностью действительного положения линии забоя.

*Точность определения мощности пласта.* Влияние ошибки определения мощности пласта на точность подсчета объема вынутого угля имеет большое значение. Неправильная методика замера мощности пласта приводит к ошибке в определении

средней мощности до 10 %. Чтобы обеспечить точность определения средней мощности пласта в пределах 2 % измерения, если пласт по мощности хорошо выдержан, замеры следует производить ежелектрадно через 15—20 м вдоль линии забоя. При оставлении пачки угля в почве или кровле пласта интервалы замеров могут доводиться до 5 м.

### В.2.5. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МОЩНЫХ КРУТЫХ ПЛАСТОВ ШИТОВОЙ СИСТЕМОЙ

Подготовка выемочного участка при щитовой системе заключается в проходке основного, параллельного и вентиляционного штреков; вентиляционных печей; рассечек для монтажа щита; углеспускных печей под каждой секцией; котлована и каналов под щитами (рис. 79).

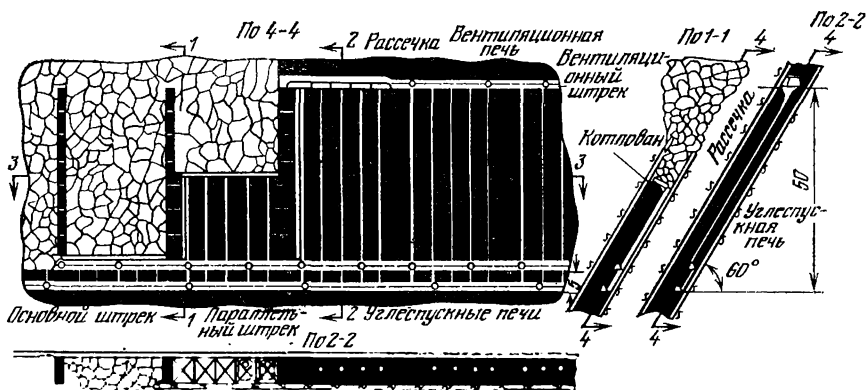


Рис. 79. Щитовая система разработок

Прежде чем приступить к разбивке основных и нарезных выработок, маркшейдер должен получить проект их взаимного расположения и очередности проведения работ.

Для создания надежной маркшейдерской основы, которая будет служить опорой на всех этапах подготовки и отработки участка, по основным подготовительным выработкам прокладываются теодолитные и нивелирные ходы.

Одновременно должна осуществляться съемка вентиляционного штрека теодолитом или достаточно точным угломером с тем, чтобы погрешность наиболее удаленной точки штрека не превышала 0,5 м. Это необходимо, так как большому количеству выработок (углеспускных печей) задаются направления с основного или параллельного штреков на вентиляционный и в связи с определением размеров межстолбовых целиков.

Задача маркшейдера при проходке углеспускных печей состоит в разбивке осей печи на откаточном горизонте в соответствии с проектом, в точном задании направления скважинам по углу наклона и дирекционному углу с тем, чтобы на вентиляционном горизонте выход печи в пределах допустимой точности (0,5—1 м) совпал с проектным положением ее под щитом.

Если печь пройдена неправильно, то при спуске угля может произойти «размывка» ее, что впоследствии приведет к аварии щитов. Углеспускание печи, как правило, проводится путем бурения сбоечно-буровой машиной сначала малым диаметром 30—39 см, затем диаметр расширяется до 80—85 см. Расстояние между углеспускными печами определяется размерами щита.

Если не учитывать горно-геологические условия, в которых производится бурение скважины, и допускать отклонение от ее заданного направления, то это может привести к браку при бурении, достигающему 20—40 % всего количества пробуренных печей. К основным причинам брака при бурении, т. е. недопустимого отклонения скважин от проектного положения, относятся:

- 1) неточное задание буровой машине направления по углу наклона и азимуту;
- 2) неустойчивое положение сбоечно-буровой машины;
- 3) изменение направления плоскости кливажа, твердые включения на пути бурового инструмента и нарушения пласта.

Неустойчивое положение сбоечно-буровой машины вызывает вибрацию и наклон ее оси, что ведет к отклонению скважин от заданного направления. Известно, что при боковом наклоне машины и при ее вибрации буровая скважина может отклониться по азимуту на 30° и более.

Искривление печи происходит из-за ослабления опорных целиков под щитом и может привести к аварии. В целях предупреждения искривления скважин маркшейдер совместно с шахтным геологом должен составить в нескольких местах разрезы на всю мощность пласта по данным проходки ортов небольшого сечения и на основании полученных данных построить разрезы по оси скважин.

Маркшейдерские работы при проходке печей при помощи сбоечно-буровой машины состоят в следующем.

1. По проектным данным, пользуясь пунктами маркшейдерской съемки, определяют в натуре место заложения углеспускных печей. По плану графически или аналитически определяют дирекционный угол оси печи и угол  $\beta$  между этой осью и направлением на ближайшую точку 32 теодолитного хода в штрэке (рис. 80).



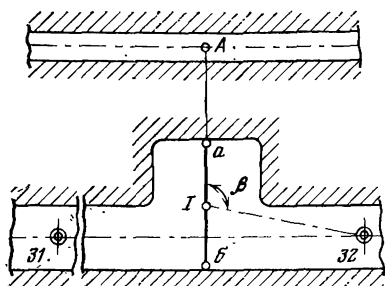


Рис. 80. Схема задания направления при проходке углеспускных печей сбоечно-буровой машины

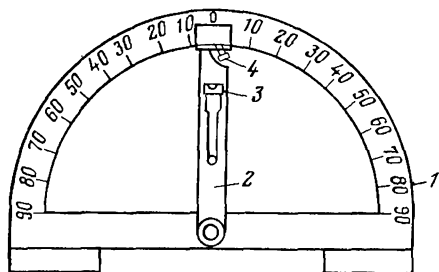


Рис. 81. Прибор для задания угла наклона скважинам при бурении

2. Под начальной точкой *I* оси печи центрируют теодолит или угломер и откладывают угол  $\beta$ . Ось печи закрепляют вторым отвесом *a* или отмечают на стенке штрека (ниши), а для контроля за направлением скважины в процессе бурения отмечают на противоположном боку штрека точкой *б*. Направление скважинам можно задавать и другими способами.

3. Сбоечно-буровая машина устанавливается на штреке (в нише) так, чтобы первый отвес, расположенный на оси печи, находился примерно в центре ее, а буровой инструмент был установлен по направлению оси печи, отмеченной отвесами или другим способом на боках или в кровле выработки.

4. Угол наклона бурового инструмента  $\delta$ , а следовательно, и угол наклона печи определяют аналитически как среднее значение из углов падения пласта, замеренных в нескольких местах на площади выемочного столба или по разрезу.

5. Задание угла наклона буровому инструменту осуществляется сектором подъемного механизма машины, а затем уточняется при помощи подвешенного полукруга или наклономера В. Г. Факеева. Наклономер (рис. 81) состоит из полукруга *1* с делениями через 15—20' и подвижной линейки *2*, снабженной цилиндрическим уровнем *3* и закрепительным устройством *4*. При работе наклонмер с показаниями на полукруге угла наклона устанавливается на шпindelь машины, а буровой инструмент с помощью уровня и подъемного механизма — в рабочее положение с точностью до 10'.

Более точно угол наклона можно задать угломером.

Если принять наклонную высоту этажа при щитовой системе равной 120 м, то для того, чтобы отклонение скважины — печи под щитом в зависимости от ошибки задания угла наклона не превысило 0,5 м, необходимо отложить угол с погрешностью

$$m_{\delta} = \frac{\Delta l}{L} \rho = 14 \div 15'.$$

Если учесть, что отклонение печи от проектного направления будет зависеть и от других факторов, то маркшейдеру необходимо увеличить точность задания направления и осуществлять контроль как при забурировании, так и при самом процессе бурения.

По окончании проходки углеспускной печи полным сечением она в месте сопряжения со штреком оборудуется под углепозочный люк. В это время маркшейдер производит контрольную съемку печи и фиксирует ее положение на чертежах.

Особым видом подготовительных работ, относящихся только к щитовой системе, являются рассечки — горизонтальные выра-

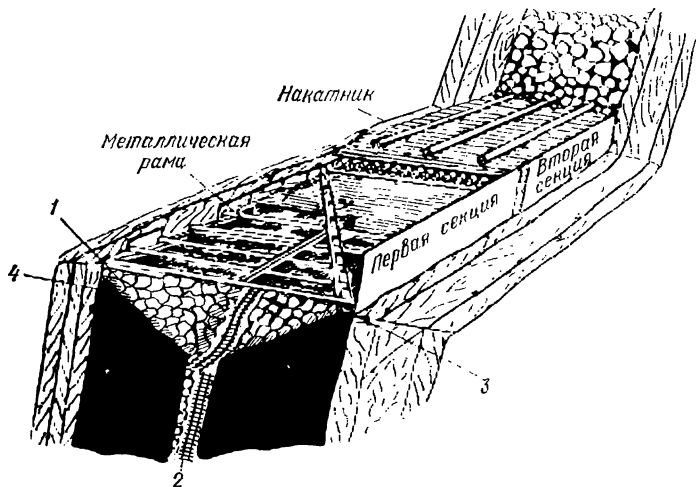


Рис. 82. Схема монтажа щита и подготовки подщитных выработок

ботки, проводимые для монтажа щита. После закрепления рассечки ее углубляют для устройства широкого котлована 1 под каждой секцией (рис. 82). Котлован в соединении с углеспускной печью 2 имеет вид воронки. Он облегчает монтаж щитов и необходим для развития эксплуатационных работ.

Котлованы всех секций соединяются между собой каналом, в результате чего образуется сквозной проход под щитом на всем его протяжении.

Пуск щита начинается с выведения его из горизонтального положения в наклонное. Практика работы в Кузбассе показала, что щит продвигается лучше всего под углом  $\beta$  к горизонту, определяемым по формуле

$$\beta = (90^\circ - \delta) + 10^\circ, \quad (V.2.19)$$

где  $\delta$  — угол падения пласта.

Чтобы не допустить сползания щита на почву пласта и его обрушения, оставляют защитный 3 и опорный 4 целики. В этом случае поперечные размеры щита выбирают на 1—1,5 м меньше мощности пласта. У кровли пласта оставляют пачку угля мощностью 0,5 м, а у почвы — до 1 м.

Месячные и декадные маркшейдерские замеры подвигания щитового забоя производятся путем промера расстояний от съемочных точек в углеспускных или ходовых печах до забоя. При этом отдельно замеряют котлован, каналы, размеры целиков, мощность пласта и толщину пачек угля у почвы и кровли, а также угол падения пласта. Результаты съемки и замеров наносятся на вертикальную проекцию масштаба 1:1000—1:2000. Используя данные замеров и план, производят подсчет добычи и потерь угля.

### **В.2.6. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ В ОЧИСТНЫХ И НАРЕЗНЫХ ВЫРАБОТКАХ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

При разработке мощных рудных месторождений, имеющих неправильную форму залегания, большинство подготовительных и нарезных выработок проходится без проводников по задаваемому маркшейдером направлению. Съемка очистного забоя на рудных месторождениях имеет свою особую специфику, так как часто связана с определением расстояний до недоступных точек, а также необходимостью более точного фиксирования количества выпущенного полезного ископаемого, потерь и разубоживания.

Маркшейдерские работы в подготовительных и очистных выработках и при разработке рудных месторождений составляют 60—70 % всех работ маркшейдера на руднике.

В связи с внедрением на рудниках новой техники и систем разработок появились новые виды маркшейдерских работ, как например, задание направления и наблюдение за проходкой эксплуатационных скважин глубокого бурения, точная съемка больших недоступных пустот и др. Рассмотрим маркшейдерские работы при некоторых наиболее характерных системах разработки рудных месторождений.

*Система блокового и этажного самообрушения*, в отличие от этажного принудительного обрушения, характеризуется отсутствием буровзрывных работ при отбойке руды, использованием давления вышележащих толщ породы на всю высоту этажа на подсечный блок руды и раздавливанием ее до кусков эксплуатационных размеров.

Последовательность проходки многочисленных подготовительных и нарезных выработок может быть следующей. На основном горизонте проводят откаточный штрек 1 и орт 2

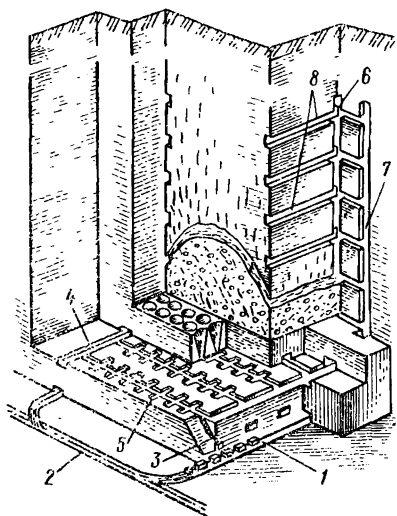


Рис 83. Схема этажного обрушения

(рис. 83). Из них — передаточные восстающие (люки) 3 до горизонта скреперования. Затем проходят орты 4 и штреки 5 на горизонте скреперования, а из штреков до горизонта подсечки — восстающие рудоспуски. На основном горизонте также проводят отрезные и ходовые восстающие 6, 7. Далее осуществляют подсечные выработки и штреки на горизонте подсечки по линиям рудоспусков и окаймляющие выработки 8 из отрезных восстающих (через 8—10 м), а иногда отрезные камеры.

Объем горных работ, связанный с подготовкой блока к обрушению, определяет характер и точность маркшейдерских работ, которые состоят из следующих этапов:

1) создание опорной сети пунктов на основном горизонте полигонометрии повышенной точности и первого разряда и съемочной сети второго разряда на верхних горизонтах с применением угломерного прибора УТ-3 и др. Если угломерный ход прокладывается между двумя самостоятельно ориентированными сторонами, то угловая невязка такого хода принимается равной

$$\beta = \pm \sqrt{2m_{\alpha}^2 + m_{\beta}^2 n}, \quad (\text{V.2.20})$$

где  $m_{\alpha}$  — допустимая ошибка одного ориентирования;  $m_{\beta}$  — ошибка измерения горизонтального угла;  $n$  — число углов.

По всем выработкам производится геометрическое или тригонометрическое нивелирование;

2) ориентирование многих подэтажных горизонтов с передачей отметки  $Z$ . Ориентирование съемочной сети на горизонтах

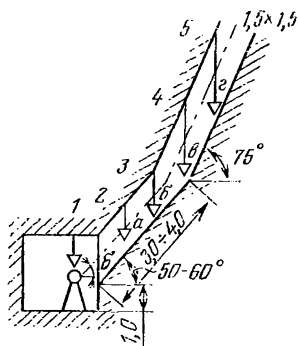


Рис. 84. Схема задания направления восстающим выработкам:

1 — точка стояния теодолита; 2—5 — точки задания направления в кровле; а—г — точки визирования на отвесе; б — угол наклона визирной оси теодолита

производится одним из способов, перечисленных в V.2.2, дважды с погрешностью  $10'$ , расхождение между двумя ориентированиями не должно превышать  $\pm 14'$ . При последовательном ориентировании горизонта расхождение не превышает  $m = \frac{14'}{\sqrt{n}}$ ,

где  $n$  — число горизонтов.

3) задание направлений выработкам, в том числе проходным встречными забоями. Приведем допустимое отклонение в месте встречи забоев или в точке, наиболее удаленной от начальной выработки (табл. 15) и задание направления восстающим (рис. 84);

Таблица 15

Типы выработок	Допустимые отклонения, м	
	в горизонтальной плоскости	в вертикальной плоскости
Подэтажные выработки скреперования	В месте встречи забоев	
	0,5	0,25
Подэтажные орты при расположении выемочной камеры вкрест простирания	В месте встречи забоев или в наиболее удаленной точке	
	0,25	0,25
Подэтажные выработки прочих назначений	1,0	0,25
Эксплуатационные скважины при системе этажного или подэтажного обрушения	В забое скважины	
	0,5	0,25
Блочные восстающие	В сопряжении с подэтажными выработками	
	0,5—1,0	—

4) определение и оконтуривание границ блока в натуре на всех горизонтах в соответствии с проектом;

5) контроль и учет выпущенного из блока полезного ископаемого и определение потерь и разубоживания;

6) выполнение съемки выработок и составление планово-графической документации по горизонтам и по блоку в целом.

По всем горизонтам, по мере их засечки и ориентирования, составляют погоризонтальные планы в масштабах 1:500—1:1000, на которые наносятся все проектные, а затем и фактически пройденные выработки, рабочие планы горных работ масштабов 1:200—1:500, а также разрезы и профили по выработкам.

*Система разработки подэтажными штреками* характеризуется тем, что рудное тело делится на этажи высотой от 45 до 100 м и подэтажи, а по простиранию или вкрест простирания — на камеры и целики. При этой системе проводится большое ко-

личество подготовительных горизонтальных и вертикальных выработок (рис. 85): откаточные штреки и орты 1, блоковые восстающие 2, отрезные штреки 3, отрезные гезенки 4, подэтажные орты 5 и др. На маркшейдера возлагается ответственность за правильность их проведения.

До начала проведения подэтажных выработок маркшейдер производит ориентирование подэтажного горизонта. Учитывая, что каждый подэтаж и выработки, проведенные на нем, являются самостоятельным участком, необходимо точно определить границы камер и межкамерных целиков. Каждый подэтаж дол-

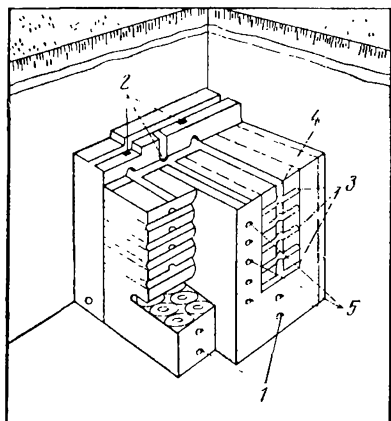


Рис. 85. Система разработки подэтажными штреками

жен ориентироваться самостоятельно. Ориентирование производится с точностью не ниже 10'.

На практике часто из-за загруженности блоковых восстающих, отклонения их от направления по всей высоте этажа, а также из-за неодновременной засечки подэтажей ориентирование производится не от основного горизонта, а с подэтажа на подэтаж, вследствие этого погрешность возрастает. В этом случае при определении допустимой погрешности ориентирования может быть применена формула

$$M_0 = \frac{\Delta l}{L \sqrt{n}} \rho, \quad (\text{V.2.21})$$

где  $\Delta l$  — допустимое линейное отклонение наиболее удаленной точки;  $L$  — расстояние от начального стана до наиболее удаленной точки в забое;  $n$  — количество передаточных подэтажей.

Одновременно с ориентированием на подэтажи передается высотная отметка при помощи рулетки или тригонометрическим способом с ошибкой не более 0,15 м.

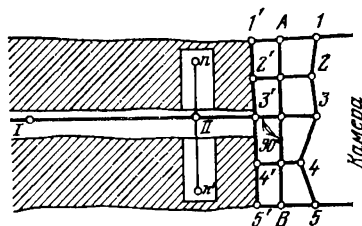


Рис. 86. Схема съемки забоя открытой и закрытой камер

После производства ориентирования по заданным маркшейдером направлениям проходят штреки и орты. Учитывая, что подэтажные орты, расположенные параллельно границам, определяют положение целиков и камер, ошибка в определении и задании направления ортов должна быть минимальной.

В процессе проведения очистных работ маркшейдер проводит съемку и зарисовку линии забоя камеры и осуществляет из открытой заходки контроль за ее размерами. При месячных съемках маркшейдер производит замеры ординат от прямой  $AB$  перпендикулярно к последнему стану угломерной съемки  $I-II$  до кромки камеры. От линии  $AB$  ординатами в обе стороны снимают характерные точки ( $1, 2, 3, 4, 5$  и  $1', 2', 3', 4', 5'$ ) линии забоя камеры и внутренней стенки заходки (рис. 86).

Съемка и контроль очистного забоя камеры существенно осложняются при отработке руды из закрытых заходок, так как непосредственного доступа к камере на всю ее ширину нет. Поэтому контроль за шириной может осуществляться косвенным способом по съемке точек  $n$  и  $n'$  закрытой заходки, руководствуясь проектом, или по выходу заходки к границе рудной залежи при расположении ее вкрест простирания. Если отбойка руды производится с помощью всера штанговых шпуров, проводимых из ходовой выработки, то ширину камеры можно определить по промеру длины этих шпуров. Местоположение шпуров и их направление маркшейдер задает вышеуказанным способом. Более подробная съемка камеры может быть выполнена дальномерными приборами с базисом при инструменте, за исключением «мертвых» пространств.

На основе материалов съемки всех этажных и подэтажных подготовительных и очистных выработок составляются подэтажные планы по каждому горизонту, проекция блока по простиранию на вертикальную плоскость, разрезы блока вкрест простирания по наиболее характерным плоскостям и др. Планы и разрезы обычно составляются в масштабе  $1:200$  или  $1:500$ . По этим планам определяются потери и разубоживание.

Важной задачей является маркшейдерское обслуживание отработки различных целиков, которые иногда составляют более 50 % запасов блока.

При расположении камер по простиранию границы целика должны быть отмечены на каждом подэтаже точками, заложенными в кровле или в почве выработок (в частности, в штреках, проходящих через целик), или же нанесением границы целика на стенки и кровлю выработок мелом, краской, канавкой. При отработке глубокими скважинами выемка может проводиться послойно или путем массового взрыва, если целик расположен среди замагазинированной руды или обрушенных пород. Последний способ имеет ряд преимуществ и сокращает потери. При отбойке глубокими скважинами маркшейдер задает их по

простирацию и глубине, а в процессе бурения контролирует правильность их проведения.

При системе разработок подэтажными штреками объем работ по контролю за выемкой потолочин очистных камер и днища довольно значителен. Наиболее эффективным методом отработки таких целиков является взрывание глубоких скважин.

Неточный перенос маркшейдером проекта расположения скважин в натуре при буровзрывных работах может привести к значительным потерям руды из-за преждевременного прорыва

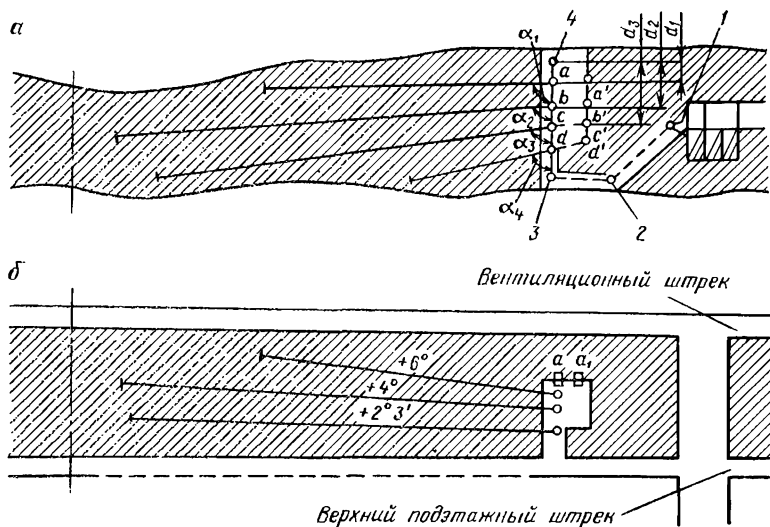


Рис. 87. Схема задания направления глубоким скважинам при выемке потолочины:

*a* — план; *б* — разрез

породы, неполной отбойки и обрушения потолочины, особенно на краях целиков.

При задании направления скважинам с параллельным расположением или незамкнутым веером между точками 3—4 геодезического хода 1, 2, 3 (рис. 87) натягивается шнур, на котором от этих точек откладываются проектные расстояния  $d_1, d_2, d_3, d_4$ . Определяя положение точек *a, b, c, d* для установки станка, их закрепляют отвесами или другими способами. В отмеченных точках устанавливают угломерный прибор, и используя углы задания направления скважинами  $\alpha_i$ , откладывают проектные горизонтальные и вертикальные углы. На задней стенке по отмеченным направлениям отмечают точки  $a', b', c', d'$  и закрепляют их отвесами. Направления  $a'a, b'b, c'c, d'd$  будут соответ-



ствовать направлениям скважин в натуре. Буровой станок устанавливают последовательно под отвесами *a*, *b*, *c* и *d*, и буровой инструмент направляется по створу отвеса. После взрыва скважины маркшейдер определяет его эффективность с точки зрения полноты отработки целика, степени дробления (наличие негабаритов).

*Системы разработок с принудительным обрушением глубокими скважинами (массовыми взрывами).* В настоящее время все шире используются системы, в которых применяются скважины глубокого бурения, как средства отбойки руды в камерах, разрушения целиков и потолочин массовыми взрывами.

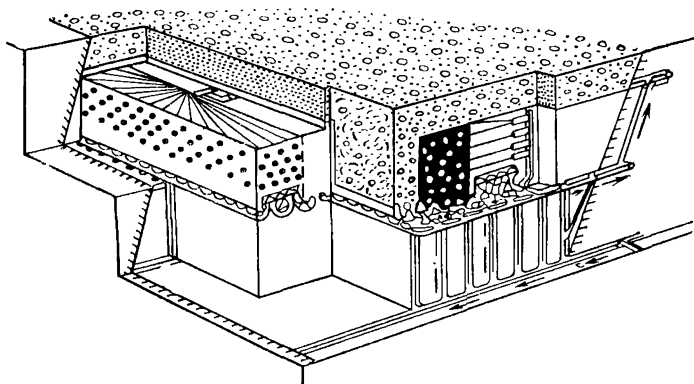


Рис. 88. Вариант подэтажного обрушения глубокими скважинами

К этим системам можно отнести системы подэтажного (рис. 88) и этажного принудительного обрушения, с магазинированием и др. По сравнению с системами самообрушения и с подэтажными штресками здесь проводится минимальное количество подготовительных горных выработок, необходимых для обеспечения вентиляции, бурения глубоких скважин и доставки руды на откаточный горизонт. Выемка руды производится панелями размерами 25—40 м и более, на которые разбиваются этажи и подэтажи высотой 15—30 м, а обрушение руды — несколькими рядами глубоких скважин длиной до 40 м и более.

Объем бурения глубоких скважин на отдельных рудниках достигает многих сотен тысяч погонных метров в год. Поэтому маркшейдерская служба должна выполнять точное пространственное размещение скважин на различных горизонтах, т. е. точное задание направления и контроль проходки скважин. В зависимости от систем разработок проект предусматривает различное расположение скважин: всеобразное (вертикальными, горизонтальными и наклонными веерами), параллель-

ное друг к другу. Расположение скважин веером предпочтительнее, так как при бурении на перестановку станка затрачивается меньше времени. Кроме того, значительно облегчается задание направления скважинами на одной маркшейдерской точке, которая является одновременно и центром установки бурового станка. Координаты центральной точки определяются от пунктов ориентирования восстающего на горизонте блока, из которого проходится буровая камера. После съемки камеры на основе крупномасштабного плана (1:20, 1:500) и геологических разрезов составляют проект расположения скважин относительно границ панели, ориентируя их по высоте и направлению.

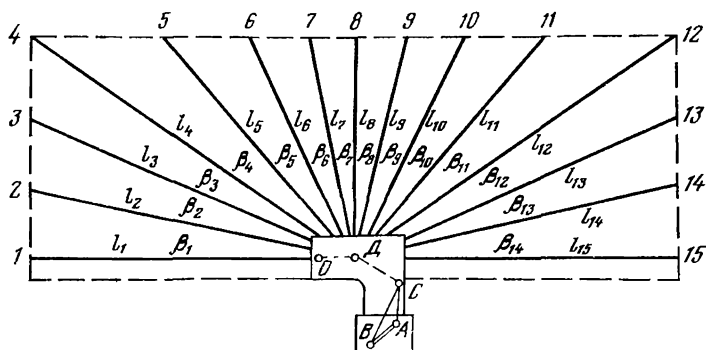


Рис. 89. Веерообразное расположение глубоких скважин в выемочном блоке

При определении длин скважин  $l$  наклонных вееров из одной камеры, проходимых до естественной границы (почвы или кровли) залежи, необходимо учитывать кроме угла наклона скважины, угол падения залежи, а в некоторых случаях (при предельных углах) углы между скважинами  $\beta_i$  и острый угол между линией падения залежи и направлением скважины. Можно записать

$$l = m_r \frac{\operatorname{tg} \delta}{\operatorname{tg} \delta \cos \gamma \cos \varphi \pm \sin \gamma}, \quad (\text{V.2.22})$$

где  $\delta$  — угол падения залежи;  $\gamma$  — угол наклона скважины;  $\varphi$  — острый угол между линией падения залежи и направлением скважины;  $m_r$  — ошибка задания скважины.

При задании направления скважинам веера в точке  $D$  (рис. 89) на одной высоте с осью вращения бурового инструмента устанавливают угломерный прибор и ориентируют его на точку  $C$  соединительного треугольника  $A, B, C$ . Далее последовательно откладывают горизонтальные и вертикальные углы (при наклонном веере) соответственно проектному положению

ются к приемнику, а на проблесковом (цифровом) индикаторе фиксируется измеряемое расстояние (рис. 91).

В комплект «Пульсар» входят: приемноизлучающая головка 1, которая при работе вставляется в скважину соответствующего диаметра; штанга 2 для ввода головки в скважину; блок регистрации и автономного питания с индикатором 3. «Пульсар» измеряет глубины любых скважин диаметром от 50 до 220 мм в интервале 4—60 м с точностью 1—2 %. Время измерения одной скважины, в зависимости от ее состояния, составляет от 8 до 30 с. Общая масса комплекта прибора не превышает 12,5 кг.

Звуколокатор «Пульсар» с 1981 г. выпускается уральским опытным предприятием «Союзцветметавтоматика».

В 1983 г. разработан более совершенный прибор «Пульсар-2», который отличается повышенной надежностью, меньшей массой (6 кг) и более технологичен в изготовлении и эксплуатации.

## **V.2.8. МАРКШЕЙДЕРСКАЯ СЪЕМКА ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ПУСТОТ**

Под подземными пустотами понимаются закрытые полости в недрах земли, образовавшиеся в результате деятельности человека (камеры, хранилища) и проявления геотектоники и подземных вод (карсты). Они могут быть заполнены водой, газом, расфасован и складированными жидкими материалами (нефть, бензин, химикаты и др.). Наиболее часто встречаются камеры, образованные в результате разработки мощных залежей полезных ископаемых.

При подземной разработке месторождений твердых полезных ископаемых размеры камер достигают 50—100 м по длине, 40—70 м по высоте и 20—30 м по ширине. При разработке месторождений способом выщелачивания (растворения) пустоты образуются еще больших размеров: 800 м по высоте и до 200 м в диаметре. В зависимости от размеров, состояния и системы подхода к ним камеры разделяются на доступные, в которых наблюдатель может непосредственно производить съемку (столбовая система разработки), и недоступную, в которых съемка возможна только из подходных выработок.

В зависимости от системы разработок количество подходов к камере может быть от одного до нескольких, но располагаются они таким образом, чтобы маркшейдеру можно было бы производить съемку только с одной стороны (у систем: подэтажных ортов, этажно-камерной, подэтажного обрушения скважинами) или реже с двух противоположных сторон (у систем: подэтажных штреков, подэтажного принудительного обрушения вертикальными скважинами). В этом заключаются

специфические особенности маркшейдерской съемки подземных пустот.

Несмотря на то, что за последние годы создано много новых оптических приборов (см. разд. V.2.1) и постоянно совершенствуется методика съемки горных пустот, все же из-за сложности условий (недоступность, запыленность, загазованность и увлажненность) выполнение съемок подобного рода затруднено. Поэтому в настоящее время ведутся работы по созданию новых автоматических способов съемки (звуколокация, радиолокация, телеметрия, фотограмметрия), с помощью которых, как показал опыт, можно будет определить форму, объем и пространственное положение горных выработок.

*Непосредственная съемка камер* (пустот) в зависимости от их размеров может производиться различными способами. Обычно при съемке большой камеры по ее центру прокладываются угломерный (теодолитный или буссольный) ход, который замыкается через соседнюю камеру или выходит на следующую подготовительную выработку. Если камера имеет относительно ровные стенки и потолочины, то съемку ведут способом ординат, а по центру измеряют высоту. Если же стенки неровные, то через 5—15 м необходимо сделать поперечные (продольные) сечения. Измерение высоты камеры в этом случае довольно затруднительно и может быть выполнено со штабеля полезного ископаемого после взрывания забоя или с замаганированной руды при крутом падении. При контрольных съемках в камерах, свободных от полезного ископаемого, высоту измеряют раздвижной рейкой, наращивающимися шестами (трубами с рулеткой) или полотняной рулеткой, к концу которой прикреплен резиновый баллон (шарик), наполненный газом или теплым воздухом. При наличии у маркшейдера угломерных приборов с базисом при инструменте (ТТ-4, ТТ-7, Д-1М и др.) съемка высоты камер облегчается. Наиболее совершенным способом в этом случае является звуколокационная съемка «Сферой» и короткобазисная стереофотосъемка.

*Фотографический метод съемки очистных и подготовительных горных выработок* значительной площади сечения состоит в фотографировании пересечения светового следа (световой плоскости) с поперечной поверхностью горной выработки. Простота, доступность и высокая производительность метода привлекла внимание многих исследователей в нашей стране и за рубежом (ГДР, ЧССР). Еще в шестидесятых годах в ЛГИ В. А. Головановым, Д. В. Ушановым были созданы осветители (щелевые камеры) и успешно испытаны в производственных условиях. Во ВНИМИ разработаны и изготовлены рабочие образцы прибора «Импульсный светопрофиль ФСб», в состав которого входят: фотоаппарат; щелевая светокамера с электронной лампой — вспышкой и тороидальной линзой, собирающей

излучение лампы в световую плоскость, освещающую поперечное сечение выработки; блок питания; кабель синхронизации световой вспышки и фотографирования; легкий штатив—стойка. Для масштабирования снимков на осветительной камере размещены четыре телескопические штанги с марками на концах.

При съемке выработки прибор последовательно устанавливается на ориентированной оси съемки в местах характерных сечений выработки или на ее точках через определенные расстояния. При фотографировании световых сечений ось съемки

должна быть перпендикулярна плоскости профиля. В результате получают масштабированные сечения выработки с точностью до 0,1—0,2 м.

В зависимости от системы разработок и внешних условий способы съемки недоступных пустот (камер) могут быть различны:

1) съемка обычными угломерами (теодолитами, простыми угломерами);

2) съемка тахеометрическими угломерами с базисами при инструменте различного

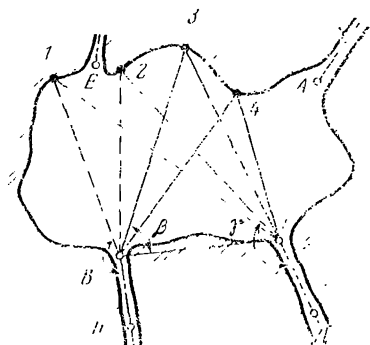


Рис. 92. Схема съемки подземных камер способом засечек

типа: визуальные (ТДС, СТА?, ВРТ-006), проекционно-визуальные (ТТ-4, ТТ-7, Д-1М и др.);

3) короткобазисная стереофото съемка;

4) дистанционная автоматическая съемка: звуколокационная (ЗПР, ЗПК, «Сфера», «Галит»), фотодальномерная («Стереоскотограф»), радиометрическая (РОС), телеметрическая (ЛЭИС).

*Съемка недоступных подземных пустот простыми угломерами* производится методом прямой засечки двумя угломерами с двух точек, координаты которых или расстояние (базис) между ними известны. Для этого необходимо, используя съемку рудника, определить координаты точек В, Г и А, Е, с которых можно двумя угломерами заснять всю камеру (рис. 92). В этом случае с одной из точек при помощи прожектора или фары с отражателем направляется световое пятно (зайчик) на характерные места кровли, почвы и стенок камеры 1, 2, 3, 4, которые одновременно засекаются обоими угломерами. По вертикальному и горизонтальному кругам угломеров берут отсчеты и записывают в журнал. Получают углы  $\beta$ ,  $\gamma$ . Сразу же ведется зарисовка контуров камер. Порядок съемки и сигнализации устанавливается заранее. Камеральная обработка материалов съемки засечками выполняется известными способами. План

горных выработок, продольные и поперечные разрезы составляются графическим или аналитическим способами в масштабах 1:200—1:1000 в зависимости от размеров камер и необходимой точности. Приведенный способ съемки пустот несложен, но камеральная обработка его довольно объемна. Кроме того, при таком способе съемки требуется минимум два квалифицированных исполнителя.

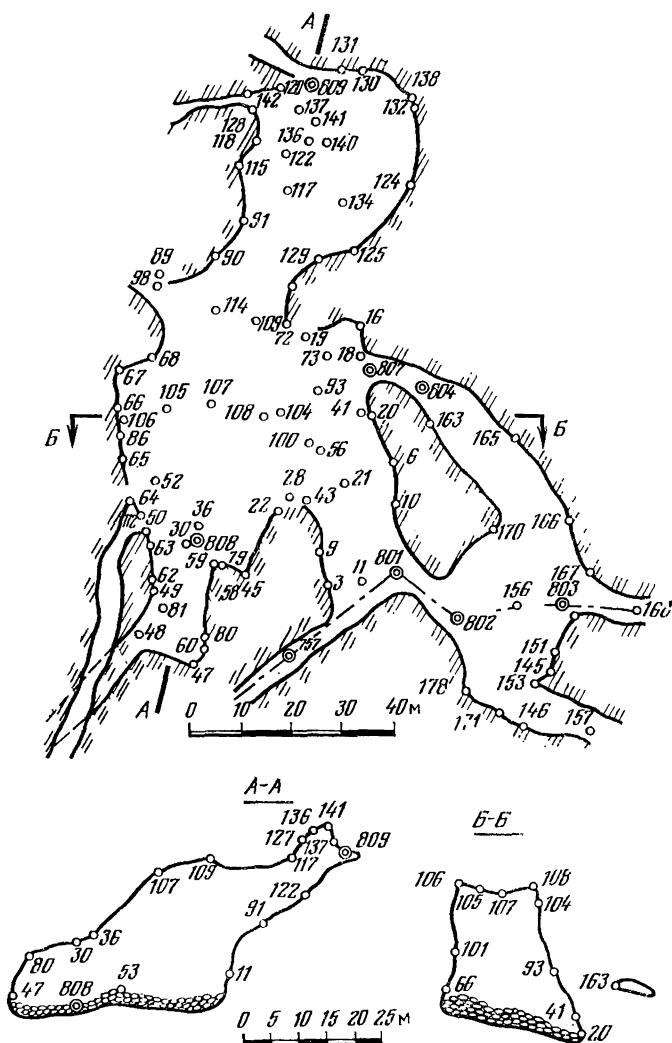


Рис. 93. План и разрез камеры, заснятой проекционно-визуальным дальномером

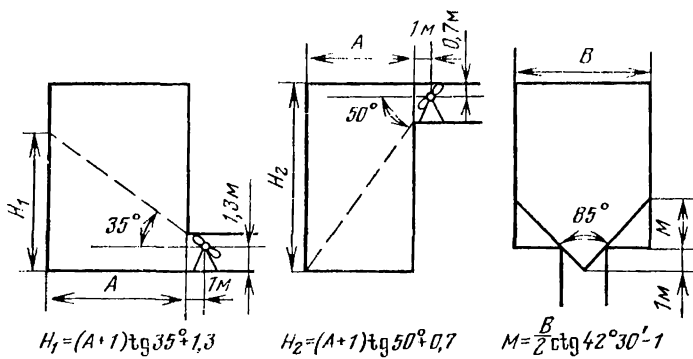


Рис. 94. Зона охвата съемкой камеры

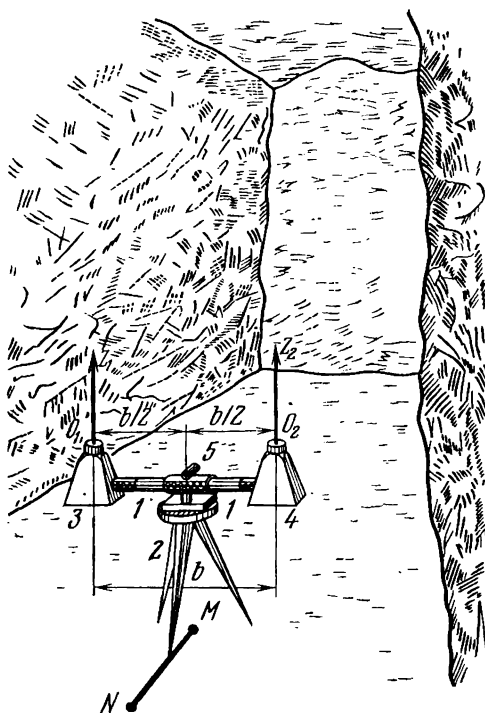


Рис. 95. Схема короткобазисной стереофотограмметрической съемки камеры

При съемке подземных пустот дальномерными угломерами с базисом при инструменте чаще всего применяются проекционно-визуальные тахеометры (ТТ-4, ТТ-7, Д-1М и др.). Они одновременно, в единой системе обеспечивают проектирование и визуальные наблюдения световой марки. Порядок съемки недоступных горных пустот в этом случае следующий. В подходной выработке намечают точки стояния прибора в безопасных местах с максимальной видимостью. Выставленные точки привязывают к маркшейдерской основе. Съемка производится сечением полярным способом с одновременным измерением горизонтальных и вертикальных углов, а также расстояний. После камеральной обработки данных составляют план и разрезы камеры (рис. 93).

Наряду с достоинствами проекционно-визуальных дальномеров (универсальность, полуавтоматичность измерения длин) имеется и ряд недостатков, ограничивающих их применение, вытекающих из конструктивных особенностей приборов, систем разработки и состояния рудничной атмосферы. При многочисленных системах разработки количество подходов к карьерам весьма ограничено (от одного до двух), и часто они расположены на верхнем или нижнем горизонтах. Тахеометрический способ съемки в таких условиях в большинстве случаев позволяет производить лишь частичный обзор камеры (из-за «мертвого» пространства). Днище, потолочина и значительная часть стенок камеры остаются не охваченными съемкой (рис. 94).

По результатам исследований (ЛГИ, ВНИМИ) установлено, что за счет поглощения и рассеяния света отражающими поверхностями (стенками камер) в среднем теряется до 80 % лучистой энергии, причем, чем менее ровная, более запыленная и увлажненная поверхность, тем больше теряется лучистой энергии. Известно также, что запыленность, увлажненность и загазованность рудничной атмосферы приводят к ослаблению светового потока и резкому снижению точности и дальности измерений с помощью оптических приборов. Концентрация же пыли в камерах после взрывных работ, обрушения и выпуска руды весьма значительна. При этом основной состав взвешенных частиц имеет размеры от 0,5 до 2 мкм (90 %), и оседание их происходит крайне медленно, так, например, частицы размером 0,7 мкм оседают на глубину 50 м за 360 ч в спокойной атмосфере. В применяемых же для съемки камер оптических проектно-визуальных дальномеров используется видимый спектр света, длина волн которого находится в пределах от 0,4 до 0,7 мкм. Очевидно, что при таких значениях световых волн возможно большее ослабление света. Таким образом, применение оптических приборов для съемки недоступных пустот весьма ограничивается внешними условиями, что вызывает необходимость разработки и применения автоматических (физи-



ческих) способов съемки или приборов, основанных на использовании инфракрасных и лазерных лучей.

*Фотограмметрический способ съемки подземных пустот.* В 1940 г. проф. Н. А. Гусев (ЛГИ) предложил для съемки подземных камер использовать короткобазисную стереофото-съемку. Преимущество этого способа — высокая производительность и автоматизация основных процессов полевых и камеральных работ. Короткобазисная стереофото-съемка может выполняться с постоянным и переменным базисом, с вертикальными, наклонными или горизонтальными осями спаренных фотокамер. Процесс съемки состоит в следующем.

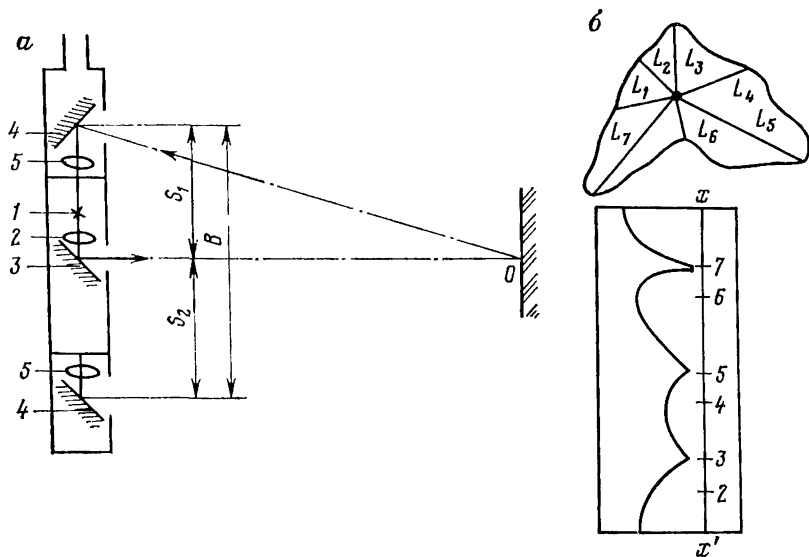


Рис. 96. Оптическая схема и сечение, полученное по записи стереосектографа

В безопасном месте (рис. 95) на маркшейдерской точке  $M$  устанавливается базисная штанга  $1$  на штативе  $2$ , на концах которой укрепляются две широкоугольные короткофокусные фотокамеры  $3, 4$ . Базисная штанга при помощи визирного диоптра  $5$  устанавливается перпендикулярно примычному полигонометрическому стану  $MN$ . Оси обеих фотокамер  $O_1Z_1$  и  $O_2Z_2$  между собой параллельны. Если при таком положении фотокамер при соответствующем освещении произвести съемку, то на снимках получим два изображения горной выработки. При последующей камеральной обработке можно составить плоскостное и пространственное изображения снимаемого объекта.

Для короткобазисной стереофотосъемки с постоянными и переменными базами используется прибор ДК-120, выпускаемый серийно фирмой «Карл Цейс Йена» (ГДР). С его помощью возможно производить съемку с горизонтальными наклонными осями камер с предельными расстояниями 4—50 м; точность 1 : 100—1 : 200. В комплект прибора входит мощный осветитель с автономным электропитанием.

Широкое применение базисных фотокамер осложняется атмосферными и другими условиями в камерах. Перспективно использование лазерного луча, особенно применение звуколока-тора «Сфера», разработанного в ЛГИ.

*Фотодальномерный способ съемки горных пустот* с помощью «Стереосектографа», разработанного и изготовленного ВНИМИ, основан на принципе дистанционной стереофотосъемки горизонтальных сечений недоступных горных пустот. При производстве съемки прибор с поверхности спускается в выработанное пространство через скважину на буровых штангах. Принцип его действия следующий (рис. 96, а). Тонкий луч света от лампы 1 проходит через объектив 2 и, отражаясь от зеркала (призмы) 3, падает на объект съемки (стенку), образуя на нем отчетливое световое пятно *O*. Луч света, отразившись от стенки, падает на зеркало 4, затем направляется в фотокамеры 5 и фиксируется на фотопленках. Если теперь световой луч, сформированный элементами 1, 2, 3 вращать в плоскости, перпендикулярной оси прибора, то изменение положения светового пятна на объективе фотографирования изобразится на фотопленках в виде сплошных линий, являющихся центральной проекцией сечения объекта плоскостью вращения луча. Если ось прибора будет отвесна, то линии на фотопленках будут представлять собой следы сечения объекта горизонтальной плоскостью. Искривленность этих линий обусловлена изменением расстояния от прибора до объекта (рис. 96, б). Форма кривой для сечений различной конфигурации будет разнообразна, так как она зависит от текущей координаты  $Z_i$ , которая, в свою очередь, находится в зависимости от расстояния между прибором и объектом  $L_i$

$$L_i = \frac{S_i f}{Z_i}, \quad (V.2.24)$$

где  $S_i$  — расстояние между оптической осью камеры и источником света;  $f$  — фокусное расстояние фотокамеры;  $Z_i$  — переменная координата положения пятна на снимке.

Для пары снимков можно записать

$$L_i = \frac{Bf}{p_i}, \quad (V.2.25)$$

где  $p_i = Z_i + Z_i'$  — продольный параллакс точки;  $B$  — базис стереокамеры.

Порядок работы следующий. Прибор опускают на штангах в камеру: приводят в действие устройство вращения его вокруг вертикальной оси. Затем одновременно включают лампу, создающую световое пятно на объекте съемки, и механизм синхронизированной перемотки фотопленки. В результате съемка всего сечения оказывается выполненной за один цикл. С целью определения места нуля измеренных параллаксов предусмотрена точечная подсветка, которая в процессе протяжки создает на каждой пленке линию равных параллаксов  $x$ ,  $x'$ . Через некоторый угол поворота прибора подсветка на короткое время прерывается, создавая маркировку, необходимую для учета дисинхронизации скорости протяжки обеих пленок и для удобства их обработки.

Камеральная обработка таких пленок может быть выполнена на стереокомпараторе или специальном приборе. Ориентирование при съемке горных пустот может производиться двумя способами:

1) принудительным разворотом колонны трубы до первоначального ориентирования после опускания прибора на длину каждой штанги;

2) измерением угла разворота штанговой колонны в процессе подъема прибора.

С помощью «Стереосектографа» возможно производить съемку камер до глубины (от поверхности земли) 200 м, сечением от 3 до 100 м с ошибкой от 1 : 500 до 1 : 50 соответственно. Предельно допустимый угол отклонения скважины от вертикальной плоскости составляет  $15^\circ$ . Наряду с положительными особенностями, прибор имеет ряд недостатков: влияние запыленности и влажности воздуха в камерах на дальность действия, громоздкость штангового спуска прибора.

*Телеметрический (телевизионный) способ* съемки в настоящее время все чаще применяется в различных областях народного хозяйства, особенно при съемке недоступных и малодоступных объектов (подземные хранилища, трубопроводы и др.).

Ленинградским электротехническим институтом связи создан и испытан скважинный прибор для телевизионной съемки с автоматическим измерением горных пустот. Он состоит из скважинного (подземного) снаряда с телеметрической установкой, наземной регистрирующей аппаратуры с пультом управления и подъемного устройства с кабелем.

Производственные испытания прибора показали, что им можно фиксировать расстояния от 2 до 10 м с точностью 5%. Ограниченность дальности действия и малая точность сужают область его применения. В настоящее время телеметрический способ съемки недоступных объектов совершенствуется.

*Радиометрический способ* широко используется для измерения расстояний в геодезии, навигации, астрономии. Применя-

ется он и в маркшейдерской практике при съемке карьеров и подземных горных выработок.

В настоящее время исследуются возможности использования радиометрического метода для съемки камер и других недоступных пустот, когда экраном, отражающим электромагнитные волны, являются непосредственно стенки выработок.

Для съемки камер в радиометрическом способе используется радиолокационная система РЛС, в комплект которой входят: приемопередатчик; блок питания с индикацией контроля вращения антенны; самописец, регистрирующий расстояние до стенки выработки и подъемное устройство (выносная консоль, блоки, ленты (трос), лебедка). Испытаниями установлено, что РЛС измеряет расстояния в камере до 300 м с ошибкой около 30 см.

Несмотря на перспективность этого метода, РЛС имеет ряд недостатков: большое поглощение и рассеивание радиоволн отражающими поверхностями (стенками камер); высокую скорость распространения электромагнитных волн, влияющую на точность индикации расстояний.

#### **В.2.9. ЗВУКОЛОКАЦИОННЫЙ СПОСОБ СЪЕМКИ НЕДОСТУПНЫХ ПУСТОТ И НАРЕЗНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

Этот способ наиболее эффективен по сравнению с рассмотренными выше, а при некоторых условиях единственно возможен. С помощью звуколокации в воздушной среде может производиться съемка следующих объектов: 1) недоступных горных пустот (камер), искусственно образовавшихся при отработке полезных ископаемых и естественных (природных) карстов; 2) вертикальных горных выработок (рудоспусков, стволов шахт, шурфов, дучек); 3) горизонтальных и наклонных горных выработок; 4) недоступных складов горного сырья и готовой продукции (нефти, асбеста, цемента).

Основы звуколокационной съемки в подземных горных выработках (в воздушной среде) те же, что и при дражных разработках (в водной среде). Недостатком является большая вязкость воздушной среды, вызывающая интенсивное затухание

**Таблица 16**

Среда	Дальность локации (в м) при частоте колебаний (в кГц)					
	10	20	30	100	500	1000
Воздух	$1,1 \cdot 10^2$	$2,3 \cdot 10^1$	$1,2 \cdot 10^1$	1,1	$4,4 \cdot 10^{-2}$	$1,1 \cdot 10^{-2}$
Вода	$1,5 \cdot 10^5$	$5,0 \cdot 10^4$	$2,2 \cdot 10^4$	$2,4 \cdot 10^4$	$8,0 \cdot 10^1$	$2,0 \cdot 10^1$

акустических колебаний (прямо пропорционально квадрату частоты колебаний), что приводит к резкому снижению дальности распространения звука по сравнению с водой (табл. 16).

Кафедрой маркшейдерского дела ЛГИ было создано несколько вариантов звуколокаторов для съемки камер (ЗПК — звуковой планограф камерный) и глубоких рудоспусков (ЗПР-2, ЗПР-0 — звуковой профилограф рудоспусков).

Комплекты звуколокаторов ЗПР и ЗПК состоят из электроакустической аппаратуры и подъемного устройства.

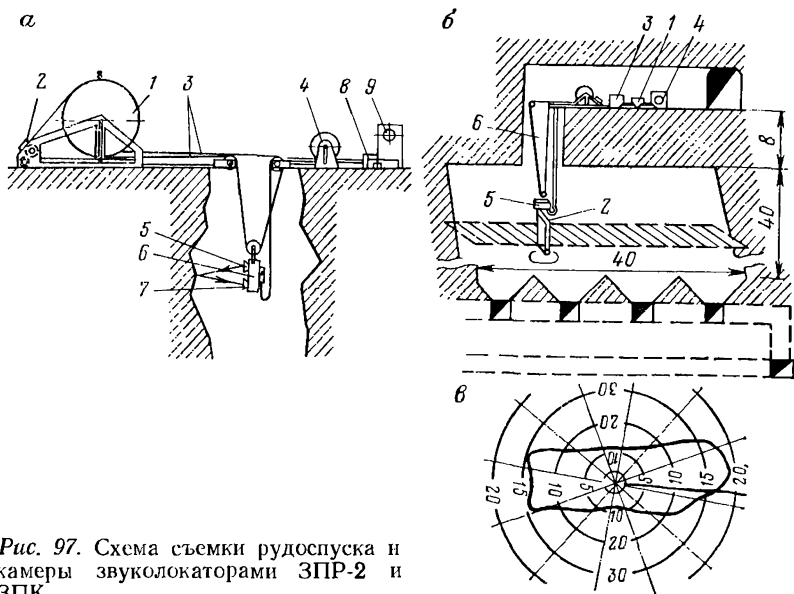


Рис. 97. Схема съемки рудоспуска и камеры звуколокаторами ЗПР-2 и ЗПК

В комплект ЗПР-2 (рис. 97, а) входят: подъемная лебедка 1; указатель глубины 2; ветви ленты 3; кабельная лебедка 4; магнитострикционный излучатель 5; импульсный генератор 6, работающий в ударном режиме; магнитострикционный приемник 7; резонансный усилитель 8 с коэффициентом усиления до  $3,3 \cdot 10^6$ ; индикатор — осциллограф 9. ЗПР-0 дополнен системой дистанционного управления при профилировании вертикальных и горизонтальных сечений и имеет один магнитострикционный вибратор совмещенного действия. Звуколокаторы обеспечивают измерение расстояний от 1 до 25 м на глубину до 500 м с погрешностью 2 %.

Наиболее совершенной аппаратурой является ЗПК, в состав которого входят (рис. 97, б): генератор с коммутатором одновибраторной схемы приема и излучения 1; электростатический преобразователь (вибратор) 2; усилитель

с демодулятором 3; перьевой автоматический самописец 4; редуктор для вращения (на  $360^\circ$ ) вибратора при съемке 5; датчик для измерений 6 и блок питания.

Подъемные устройства ЗПР и ЗПК идентичны. Они служат для плавного спуска и подъема акустических систем при вертикальном и горизонтальном профилировании рудоспусков и камер.

Звуколокатор ЗПК имеет следующие основные технические данные: измеряемые расстояния от 2 до 40 м; точность измерения 2 %; масштаб записи 1:200 и 1:400; спуск акустической антенны вибратора до 75 м.

Камеральная обработка результатов съемки ЗПР состоит в том, что на миллиметровой бумаге от вертикальной оси съемки в заданном масштабе откладывают расстояния до стенки, снятые с экрана осциллографа, и получают вертикальные профили рудоспусков. На эхограммах же ЗПК фиксируются через определенные расстояния горизонтальные сечения камеры в заданном масштабе (рис. 97, в).

Звуколокатор «Сфера» предназначен для автоматической объемной съемки доступных и недоступных очистных камер.

Электростатическая акустическая система его снабжена поворотным устройством для съемки камер по замкнутым вертикальным и горизонтальным сечениям. В зависимости от условий доступа в очистное пространство «Сфера» может быть применена в следующих случаях съемки: 1) доступных и недоступных горных выработок со штатива (рис. 98); 2) недоступных камер через восстающие в потолочине с ленточного подвеса; 3) из подходов к камере выработок с консоли.

В комплект прибора «Сфера» с установкой на консоли входят (рис. 99): электростатический преобразователь 1; рама с редукторами вертикального 2 и горизонтального 3 вращения; консоль с распорками 4; блок управления и самописец 5.

Производство съемки выработок (тоннелей) большого сечения прибором «Сфера» дает наиболее полную информацию. Это особенно важно при съемке недоступных камер, когда представляется возможным определить пространственную конфигурацию не только боковых стенок, но и потолочины и днища (рис. 100).

Установка и съемка выработок «Сферой» со штатива выполняется в таком же порядке, как и тахеометрами.

Звуколокатор «Сфера» обеспечивает измерение расстояний от 1,8 до 60 м с погрешностью 2 %. Время записи одного сечения — 6 мин. Масштабы записи 1:50, 1:100, 1:200, 1:250, 1:500. Масса акустической системы со штативом 10 кг.

В 1973 г. кафедра маркшейдерского дела ЛГИ разработала звуколокатор «Зонд», предназначенный для съемки искусственных и естественных горных пустот (карстов) с воздушной сре-

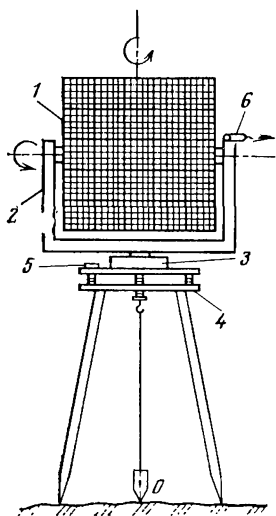


Рис. 98. Звуколокатор «Сфера» на штативе:  
 1 — преобразователь; 2 — рама; 3 — редуктор вертикального вращения рамы с акустической системой;  
 4 — штатив; 5 — уровень; 6 — оптический визир

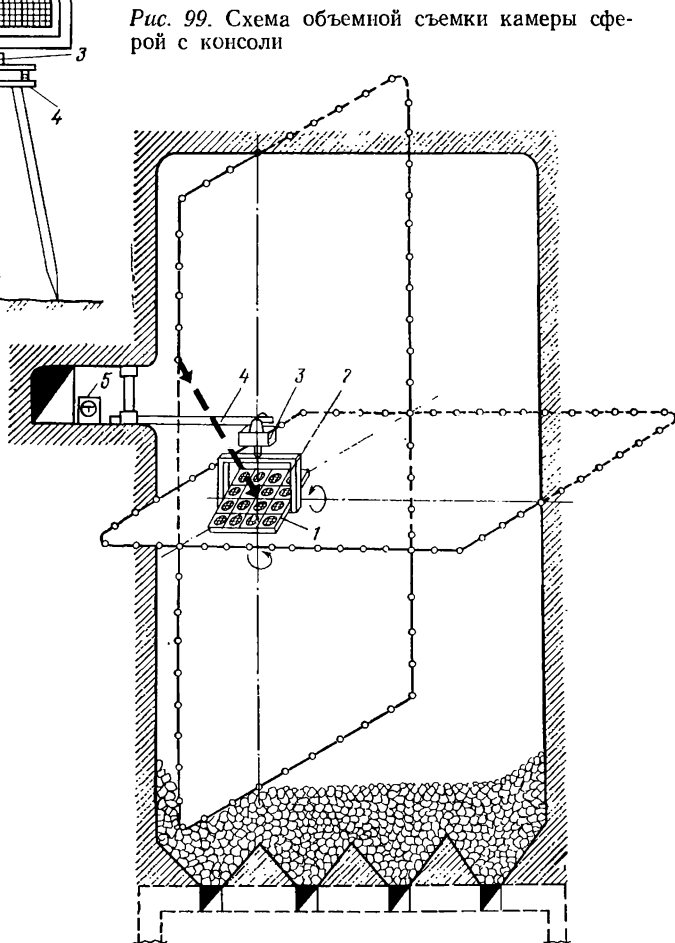


Рис. 99. Схема объемной съемки камеры сферой с консоли

дой через буровые скважины диаметром не менее 170 мм. Съемка ведется по горизонтальным замкнутым сечениям из нескольких точек пространства. Это значительно расширяет область применения звуколокации в воздушной среде.

*Звуколокационная съемка камер скважинного растворения и карстов.* В настоящее время все более широкое распространение получает разработка месторождений соли (около 80 %)

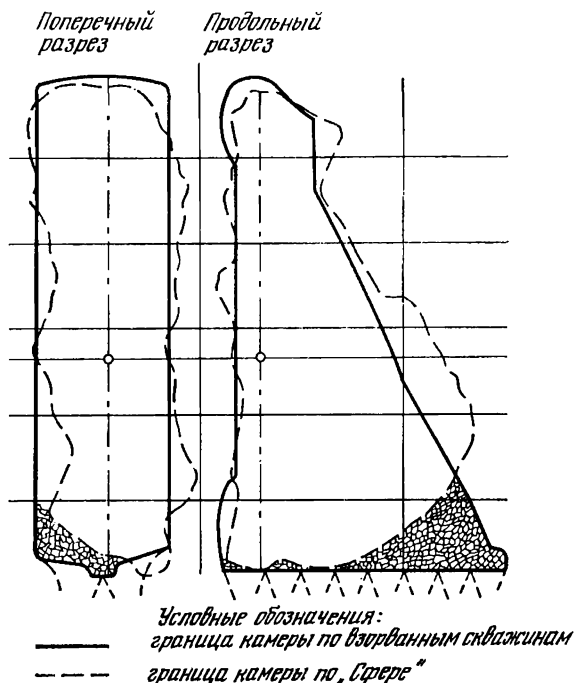


Рис. 100. Результаты съемки камеры сферой:

1 — границы камеры по взрывным скважинам; 2 — границы камеры по сфере

и других полезных ископаемых методом растворения в недрах земли напорной водой, подаваемой через скважину. Характерной особенностью метода подземного скважинного растворения является образование в массиве каменной соли больших полостей — камер, заполненных рассолом. Эти камеры связаны с земной поверхностью только скважинами и недоступны для визуального наблюдения или съемки обычными маркшейдерскими способами. В то же время для правильной эксплуатации месторождения необходимо знать не только объем камеры, но и ее форму с тем, чтобы в процессе разработки можно было управлять ходом растворения. Отсутствие контроля и управ-



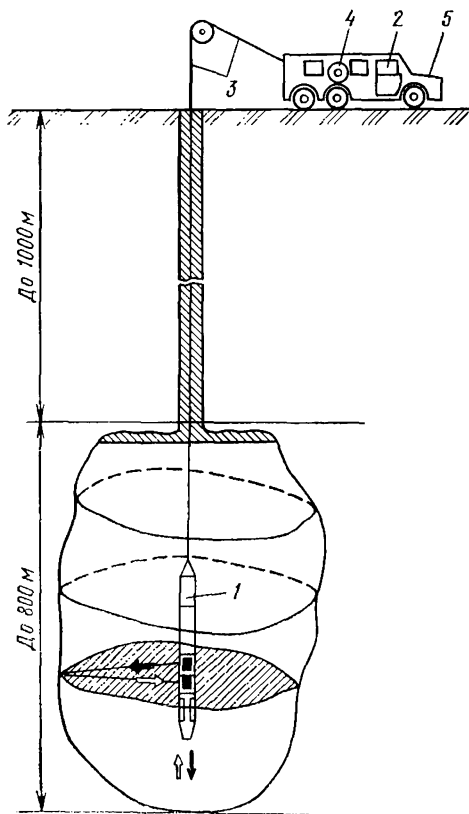


Рис. 101. Схема звукокационной съемки камер растворения

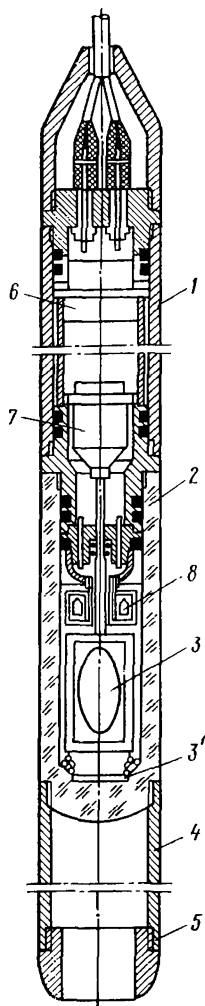


Рис. 102. Схематический разрез скважинного прибора звукокалятора

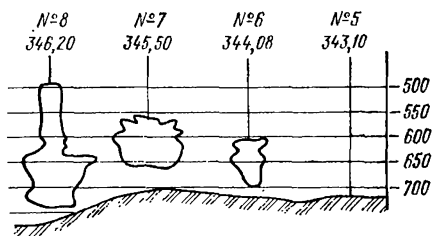


Рис. 103. Вертикальные разрезы камер, составленные по эхограммам

ления процессом растворения приводило к нерациональной отработке месторождения, к частым авариям (обрушению камер) и к большим потерям балансовых запасов (до 80 %). В ЛГИ разработано несколько типов скважинных звуколокаторов («Луч», «Луч-1», «Галит»), предназначенных для маркшейдерской съемки камер растворения, подземных хранилищ, карстов с целью пространственного их изображения.

Скважинный звуколокатор (рис. 101) состоит из двух основных частей: скважинного снаряда 1 и приборной стойки наземной станции 2, соединенных каротажным кабелем 3 через лебедку 4. Весь прибор смонтирован на каротажной станции АЭС-1500 в автомашине 5. Наземная часть звуколокатора включает следующие основные блоки (расположенные в стойке пульта управления): командный блок системы управления; блок питания с преобразователем; фильтр.

Основными элементами скважинного снаряда (рис. 102) являются: 1 — дюралюминиевый цилиндр; 2 — стакан из органического стекла, заполненный глицерином; 3 и 3' — пьезокерамические акустические системы; 4 — калибраторная труба с отражающим кольцом 5, служащая для определения скорости звука в рассоле на различных горизонтах; 6 — внутренняя полость скважинного снаряда, в которой размещаются электронные блоки (усилитель, генератор, блок питания, фильтры, азимутальный блок); 7 — синхронный двигатель с редуктором для вращения на 360° акустической системы; 8 — поплавковая камера магнитного датчика, служащего для ориентирования эхограммы снимаемого сечения относительно магнитного меридиана.

При съемке самописец на круговом бланке с полярной сеткой (см. рис. 97, в) фиксирует эхограмму горизонтального сечения камеры. В это же время ориентирующее (магнитное) устройство наносит на эхограмму отметку, определяя пространственное положение снимаемого объекта.

Технические данные звуколокатора «Галит» следующие: допустимая глубина спуска снаряда 1800 м; длина скважинного снаряда 2300 мм, диаметр 112 мм, масса 26 кг; диапазон измерения расстояний от 0,5 до 200 м; регистрация измерений осуществляется осциллографом и автоматическим самописцем; масштаб записи горизонтальных сечений 1:200—1:2000; погрешность измерения расстояний, фиксируемых автоматическим самописцем, составляет 0,015 l; погрешность магнитного ориентирования 1°; время съемки одного горизонтального сечения камеры 2 мин.

По результатам съемки составляют: разрезы камер в любом сечении (рис. 103); совмещенные планы камер; блок-диаграммы; графики в афинной, аксонометрической проекциях или объемные модели.

Используя скважинные звуколокаторы «Галит» можно снять любые подземные пустоты, заполненные жидкостями (подземные хранилища, карсты и т. д.).

### **В.3. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ МЕТРОПОЛИТЕНОВ И ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ БОЛЬШОГО СЕЧЕНИЯ**

#### **В.3.1. СОЗДАНИЕ ГЕОДЕЗИЧЕСКОЙ И МАРКШЕЙДЕРСКОЙ ОСНОВЫ**

При строительстве тоннелей различного назначения вдоль их строящейся трассы создают геодезическую разбивочную основу, в состав которой входят: тоннельная триангуляция или полигонометрия, основная полигонометрия, подходная полигонометрия, нивелирование I—IV классов.

Тоннельная триангуляция (полигонометрия) делится на четыре разряда. Первый разряд имеет следующие показатели: длина сторон 4—10 км; допустимая невязка треугольника  $\pm 3''$ ; средняя относительная погрешность выходной стороны 1:400 000. Триангуляция этого разряда создается для обеспечения строительства тоннеля длиной более 8 км. Сравнимая тоннельную геодезическую сеть с государственной, можно видеть, что показатели точности соответственных разрядов триангуляции и полигонометрии почти одинаковы, зато средняя длина сторон тоннельной сети в 2—3 раза меньше, чем у государственной. Высокая точность разбивочной основы необходима для обеспечения смыкания забоев выработок большого сечения. Согласно СНиП III—44—77 «Правила производства и приемки работ. Тоннели железнодорожные, автодорожные и гидротехнические. Метрополитены» при строительстве тоннелей встречными забоями допускается расхождение осей в пределах  $\pm 100$  мм.

Основную полигонометрию прокладывают в виде системы замкнутых полигонов или одиночных ходов между пунктами тоннельной триангуляции. Характеристики основной полигонометрии: длина стороны от 100 до 300 м; относительная линейная невязка хода не должна превышать 1:35 000, средняя квадратическая погрешность измерения угла должна быть не больше  $\pm 3''$ . Углы и линии измеряют дважды с интервалом не менее суток. Вместо основной полигонометрии на открытой пересеченной местности строят триангуляционные сети в виде цепей или сетей треугольников, опирающихся на пункты тоннельной триангуляции. Длина стороны такой сети от 300 до 600 м; угловые невязки в треугольниках не должны превышать  $\pm 10''$ .

Подходную полигонометрию создают для обеспечения ориентирования и центрирования подземных съемок

исходными данными, а также для производства разбивочных работ на строительных площадках в виде систем ходов или замкнутых полигонов со сторонами от 30 до 70 м и общей длиной не более 300 м. Подходная полигонометрия должна опираться на пункты и стороны основной полигонометрии или тоннельной сети; расхождение значений углов, полученных из разных приемов, не должно превышать  $\pm 15''$ ; относительная погрешность измерения длины сторон, полученная по результатам двойных измерений, не должна превышать 1 : 20 000.

Создание геодезической разбивочной основы входит в обязанность заказчика, который не менее чем за 10 дней до начала строительно-монтажных работ передает подрядчику техническую документацию на нее и на пункты и знаки этой основы.

Подземная маркшейдерская основа создается в виде основной и рабочей полигонометрии. Знаки и точки подземной полигонометрии одновременно служат и реперами подземной нивелирной сети.

Передачу дирекционного угла (ориентирование) и координат (центрирование) с пунктов геодезической разбивочной основы на знаки подземной полигонометрии производят с помощью отвесов, опускаемых через вертикальные выработки, а также проложением полигонометрических ходов через порталы, штольни и другие горизонтальные и наклонные выработки. Ориентирование и центрирование подземной сети производят не менее трех раз: когда забой находится от ствола (портала) на расстоянии 50—60 м; когда проходка по основной трассе достигнет 100—150 м и когда длина проходки по трассе глухим забоем равна 500 м. Гироскопическое ориентирование повторяют не реже, чем через каждые 300 м проходки. Величина расхождений в значениях дирекционного угла, полученных при ориентированиях, не должна превышать  $\pm 20''$ .

Высотные отметки в подземные выработки передают не менее трех раз с разных исходных реперов на поверхности. Высотные отметки подземного репера, полученные по разным передачам, не должны отличаться более чем на 7 мм.

Длина сторон основной полигонометрии от 40 до 120 м.

Рабочую полигонометрию со сторонами от 20 до 60 м строят в виде цепочки вытянутых треугольников, в которых измеряют все углы и стороны. Каждая вторая точка рабочей полигонометрии включается в ход основной. Стороны в подземной полигонометрии измеряют стальными рулетками с постоянным натяжением, причем каждый пролет — при трех сдвигах рулетки; расхождение разностей измерений не должно превышать  $\pm 2$  мм. Измерения проводят в прямом и обратном направлениях, при этом разности двойных измерений не должны превышать 2 мм — для линий до 25 м, 3 мм — для линий от 25 до

50 м, 4 мм — для линий от 50 до 80 м, 1 : 20 000  $l$  — для линий длиной более 80 м.

Углы измеряют теодолитами типа Т2, при этом для рабочей полигонометрии делают 2—3 круговых приема, а для основной — 4—6 приемов. Колебания приведенных к нулю направлений не должны превышать  $\pm 10''$  для основной и  $\pm 15''$  для рабочей полигонометрии. Высокая точность угловых измерений при небольшой длине сторон требует очень тщательного центрирования теодолита и сигналов.

Высотные отметки пунктов подземной полигонометрии определяют по результатам проложения ходов геометрического нивелирования. Требования к приборам и методике измерений аналогичны требованиям к нивелированию III класса на поверхности. Допустимые невязки в замкнутых нивелирных ходах вычисляют по формуле

$$f_h = \pm 2 \text{ мм} \sqrt{n},$$

где  $n$  — число станций в ходе. За весь период строительства нивелирование повторяют не менее трех раз.

Определение положения путейских реперов в метрополитенах и железнодорожных тоннелях производят только от пунктов основной полигонометрии с окончательно уравненными координатами и высотами. Поэтому после сбойки определяют величину расхождения осей тоннеля; еще раз измеряют углы на пунктах основной полигонометрии и прокладывают по ним нивелирный ход. При уравнивании координат и высот пунктов учитывают величину расхождения осей и результаты съемки обделки тоннеля (бетонного крепления, тубинговых колец и т. п.).

### В.3.2. ВЕДЕНИЕ ЩИТА ПО ТРАССЕ ТОННЕЛЯ

Щит — металлическая передвижная крепь при проходке перегонных тоннелей в неустойчивых породах. Крепление тоннеля производится чугунными или железобетонными тубингами под защитой оболочки. Щит перемещается в продольном направлении под действием домкратов, которые упираются в собранное тубинговое кольцо.

После монтажа щита на нем закрепляют восемь марок 1—8 для измерения радиусов и пять осевых знаков 9—13, две нивелирные марки 14, 15, две дуги оптического щитового прибора (рис. 104). Нивелирные марки, расположенные на задней плоскости опорного кольца, служат для контрольного определения поперечного уклона щита. Оптический прибор, предложенный М. С. Черемисным, позволяет определить смещение продольной оси щита относительно оси тоннеля с автоматическим введением поправки за крен. К верхней ячейке опорного кольца

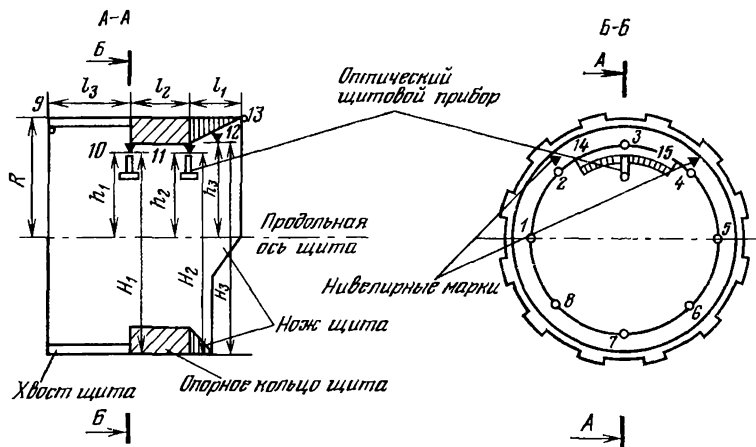


Рис. 104. Схема маркшейдерских измерений на щите и расположение осевых знаков, нивелирных марок и щитового прибора

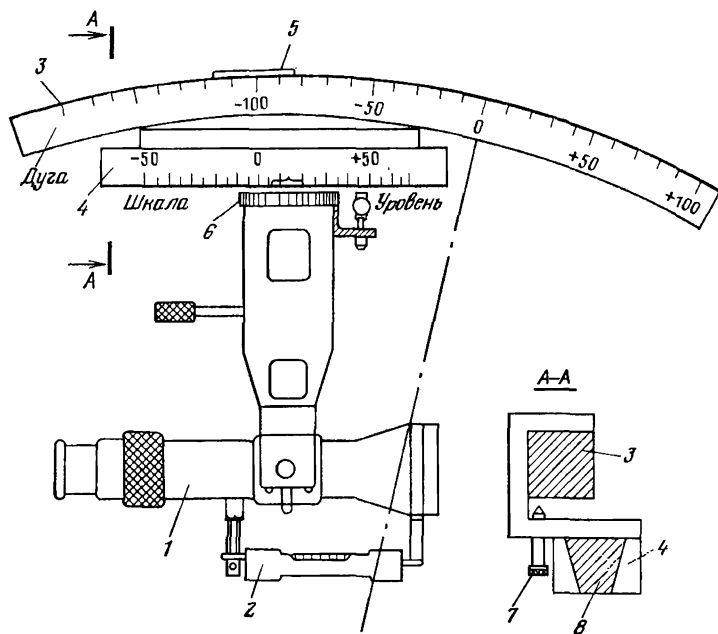


Рис. 105. Оптический щитовой прибор с дугой:

1 — труба прибора; 2 — уровень; 3 — дуга с делениями; 4 — шкала отклонений; 5 — индекс дуги; 6 — индекс шкалы отклонений; 7 — прижимной винт; 8 — ползунок, скрепленный наглухо с трубой

у осевых знаков *10* и *11* закрепляют две дуги, которые концентричны относительно цилиндрической оболочки щита. По дуге на ползунках перемещают уровень. Когда пузырек уровня займет среднее положение, вертикальная линия, пересекающая его середину, пройдет через продольную ось щита при любом крене.

Для определения положения оси щита с пунктов полигонометрии выносят ось тоннеля и закрепляют на ней два световых сигнала так, чтобы они были хорошо видны с верхней средней площадки щита. Измерения на щите выполняют в следующей последовательности: оптический прибор (рис. 105) подвешивают на заднюю дугу (знак *10*); перемещают его по дуге до выведения уровня на середину и закрепляют винтом; перемещают трубу вдоль шкалы до совмещения изображений двух световых сигналов и берут отсчет, равный смещению от оси тоннеля точки пересечения оси щита с плоскостью, в которой лежит дуга; повторяют измерения на передней дуге (знак *11*). Получив смещения двух точек оси щита и зная расстояния между всеми осевыми знаками, вычисляют смещения конечных точек оси щита — ножа (знак *13*) и хвоста (знак *9*) относительно оси тоннеля.

Положение щита по высоте определяют нивелированием одного из осевых знаков *10*, *11*, *12*. Расстояния между этими знаками и оболочкой щита  $H_1$ ,  $H_2$ ,  $H_3$  известны, поэтому вычислить высотную отметку низа оболочки в соответствующей точке довольно просто. Продольный уклон измеряют при помощи уровня, установленного в специальных гнездах параллельно продольной оси щита. После определения пикетного значения хвоста и ножа вычисляют проектные отметки и, сравнив их с фактическими, определяют отклонение щита в профиле, при этом завышение щита обозначают знаком «+», занижение — знаком «—».

От правильности ведения щита зависит установка в проектное положение тубинговых колец обделки тоннеля, поэтому для исправления его отклонений делают следующее. Для исправления крена используют так называемые «крылья», которые в виде металлических пластинок под определенным углом врезают в передней части оболочки щита на уровне горизонтального диаметра. Смещение оси щита в плане и профиле устраняют с помощью определенных групп домкратов. При особо слабых грунтах, когда не удается вывести щит на проектную отметку с помощью домкратов, перед ножевой частью лотка устраивают бетонную подушку.

Смещение центра кольца тубингов от оси тоннеля вне зоны монтажа тубингоукладчиком в плане и по профилю не должно превышать: для перегонных тоннелей — 50 мм, для станционных тоннелей — 40 мм.

## Раздел VI

# СДВИЖЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД И ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПОД ВЛИЯНИЕМ ГОРНЫХ РАЗРАБОТОК

---

### VI.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОЦЕССЕ СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД И ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ ПОДЗЕМНЫХ РАЗРАБОТКАХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

#### VI.1.1. ЗАДАЧИ, ВОЗНИКАЮЩИЕ ПРИ СДВИЖЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД И ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

При разработке месторождений полезных ископаемых под влиянием образующихся в горном массиве пустот, осушения пород происходит изменение напряженного состояния горных массивов, нарушение равновесия, перемещение и деформирование вмещающих полезные ископаемые пород.

Сдвигением горных пород и земной поверхности называется их перемещение и деформирование под влиянием подземных горных разработок или изменения гидрогеологических условий.

Ведение горных работ под охраняемыми территориями называется *подработкой*.

Сдвигение и деформирование земной поверхности вызывает деформацию расположенных на угленосных территориях различных сооружений и объектов, оказывают на них неблагоприятное воздействие.

При ведении горных работ под обводненными породами, водоемами и водоотками деформирование горных пород приводит к образованию водопроявляющих (сквозных) трещин в горном массиве, прорывам воды в горные выработки и их затоплению. Оседание земной поверхности под влиянием подземных горных разработок может послужить причиной затопления осевших участков земной поверхности грунтовыми, атмосферными и падовковыми водами.

Таким образом, основной задачей изучения сдвигения горных пород и земной поверхности является разработка методов охраны подрабатываемых зданий, сооружений, горных выработок, природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок.

Прогноз сдвижений и деформаций земной поверхности вклю-



чает определение форм проявления процесса сдвижения и величин сдвижений и деформаций земной поверхности.

По характеру проявления процесса сдвижения различают: провалы, воронки, крупные трещины, уступы, вызванные сдвигами пород по контактам пород или сместителям нарушений, микротрещины, плавные деформации.

К основным видам сдвижений и деформаций, которые опасны для подрабатываемых сооружений и природных объектов, следует отнести: оседания (вертикальные перемещения земной поверхности), наклоны (разности вертикальных перемещений соседних точек, отнесенные к расстоянию между ними), кривизна (отношение разности наклонов соседних участков к расстоянию между ними), горизонтальные сдвижения (перемещения земной поверхности в горизонтальной плоскости), горизонтальные деформации (отношения разности горизонтальных сдвижений соседних точек к расстоянию между ними). Опасность для сооружений представляют и другие виды деформаций [9].

В отдельных случаях горные работы могут привести к оседанию земель под влиянием дренирования воды в горные выработки. Наклоны земной поверхности вызывают неустойчивость высоких объектов (дымовых труб, башенных копров, телевышек) и приводят к недопустимому изменению профиля железнодорожных путей и т. д. Кривизна и горизонтальные деформации земной поверхности могут явиться причиной повреждения зданий, сооружений, промышленных комплексов, трубопроводов, горных выработок и других объектов. Для вертикальных шахтных стволов и горных выработок опасны сжатия или растяжения пород по вертикали.

В настоящее время в ряде районов страны подработка застроенных территорий ведется на значительной глубине, достигающей 1000 м и более. Систематически подрабатываются такие крупные жилые массивы как гг. Донецк, Караганда, Горловка, Стаханов, Торез, Прокопьевск. Как правило, под этими и другими застроенными массивами залегает свита угольных пластов, разработка которых ведется в течение длительного периода времени.

Значительную проблему представляет выемка запасов угля под центральной частью г. Донецка, застроенного уникальными зданиями и сооружениями, а также под крупными промышленными комплексами в Донбассе (например Енакиевскими коксохимическим и металлургическим заводами, Горловским металлургическим заводом и др.). При подработке крупных промышленных объектов необходимо бесперебойное функционирование всех машин, механизмов и оборудования, применение специальных мер защиты и своевременный ремонт технологических узлов и поточных линий.

Нехватка безугольных площадей приводит к необходимости проектирования строительства, особенно в Донбассе, на угленосных территориях.

Строительство зданий и промышленных сооружений в ряде угленосных районов ведется по специальным проектам, предусматривающим защиту этих объектов от разрушений при извлечении под ними запасов полезных ископаемых.

В Прокопьевско-Киселевском районе Кузбасса очень важно рациональное планирование горных работ в свите крутопадающих пластов в зоне влияния на застройку гг. Прокопьевска, Киселевска, Кемерово, Новокузнецка. Процесс сдвижения на этом месторождении осложнен наличием дизъюнктивных нарушений, шарнирных складок, изменчивостью горно-геологических условий и свойств горных пород. Прогноз сдвижений и деформаций земной поверхности, а также выбор рациональных способов разработки пластов в таких условиях весьма сложны.

В Карагандинском угольном бассейне особо остро стоит проблема выемки угольных пластов под г. Карагандой, предотвращение затопления земной поверхности под влиянием ее оседания, вызванного горными разработками. Повышение уровня грунтовых вод и затопление может происходить на отдельных участках, когда оседание земной поверхности равно или больше, чем расстояние от земной поверхности до уровня грунтовых (подземных) вод. Значительное затопление поверхности под влиянием подземных горных разработок наблюдается также в Рурском бассейне в ФРГ.

При разработке железной руды в Кривбассе необходимо уделять внимание обеспечению защиты вертикальных стволов и подъемных комплексов, расположенных в лежащем боку рудных тел, безопасной совместной разработке месторождений подземным и открытым способами, определению зон провалов и трещин висячем боку залежей, устойчивости обнажений, выходу зон обрушения и воронок на поверхность.

Сдвижение горных пород может происходить как над очистными, так и над подготовительными выработками и проявляться в форме провалов, трещин, уступов и без разрыва сплошности пород в форме плавных сдвижений. Форма проявления процесса сдвижения зависит от ряда факторов, к числу которых относятся: глубина горных работ (расположение выработки), вынимаемая мощность пласта, угол падения пород, свойства вмещающих пород, системы горных работ, способы управления кровлей и др.

## VI.1.2. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОМ СОСТОЯНИИ ГОРНЫХ МАССИВОВ

Причиной сдвижений и деформаций являются силы гравитации, действующие в горном массиве. Под действием сил тяжести в породах возникают напряжения, которые в общем случае различны по направлениям. В нетронутом горном массиве вертикальные напряжения пропорциональны весу столба пород, залегающего под рассматриваемой площадкой,

$$\sigma_1 = \gamma H, \quad (\text{VI.1.1})$$

где  $H$  — глубина залегания пород;  $\gamma$  — среднее весовое значение объемного веса покрывающих пород.

Горизонтальные напряжения в нетронутом массиве составляют некоторую часть от вертикальных, их величина составляет

$$\sigma_2 = \sigma_3 = \sigma_1 k, \quad (\text{VI.1.2})$$

где  $k$  — коэффициент бокового распора; при связных крепких породах и нагружении пород до определенного уровня  $k = \frac{\mu}{1 - \mu}$ ,  $\mu$  — коэффициент поперечной деформации. При больших глубинах залегания горные породы могут находиться в так называемом предельном (разрушенном) состоянии. При этом коэффициент бокового распора выражается через угол внутреннего трения  $\rho$  следующей зависимостью:

$$k = \text{tg}^2(45^\circ - \rho/2). \quad (\text{VI.1.3})$$

В общем случае на площадках, расположенных под разными углами к вертикали, могут действовать различные по величине напряжения. Экстремальные значения этих напряжений, действующих на каких-либо взаимно перпендикулярных площадках, называют главными.

Значения главных напряжений  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$ ,  $\sigma_3$  на трех взаимно перпендикулярных площадках и угол наклона одной из них, например к горизонтальной плоскости, определяют напряженное состояние горного массива в рассматриваемой точке.

В отдельных районах под действием тектонических сил напряженное состояние горного массива может существенно отличаться от рассмотренного выше. Горизонтальные напряжения под действием этих сил могут быть соизмеримы с вертикальными или существенно превышать их.

По виду различают следующие напряжения: нормальные, направленные перпендикулярно к рассматриваемым площадкам; касательные (скалывающие), имеющие направление, совпадающее с направлением площадки (напряжения, «лежащие» в плоскости площадки).

При оценке деформирования и разрушения горных пород под влиянием горных разработок необходимо учитывать как нормальные, так и касательные напряжения. Нормальные напряжения могут вызывать разрушение горных пород в виде отрыва, а касательные — в виде сдвига (скола). Как правило, при разрушении горных пород происходят одновременно и сдвиг и отрыв пород.

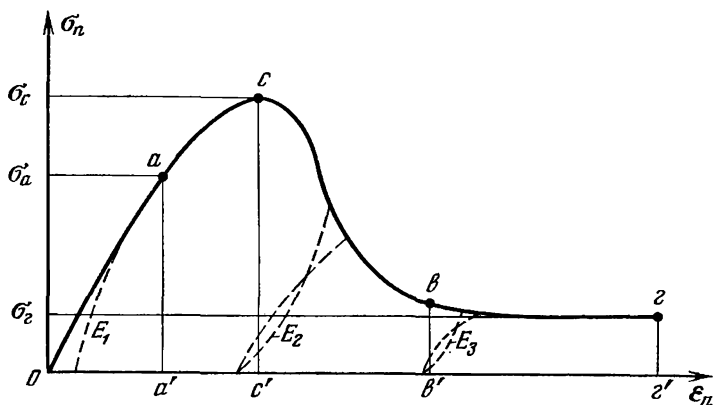


Рис. 106. График зависимости деформаций горной породы от величины нормального напряжения

Прохождение горных выработок вызывает изменение напряженного состояния пород. В некоторых зонах отдельные составляющие напряжений увеличиваются, в других, наоборот, уменьшаются. В процессе нагружения горные породы могут находиться в различных стадиях. Деформации горной породы зависят от величины нормальных напряжений при одноосном сжатии.

При деформировании горных пород под влиянием действующих напряжений  $\sigma_n$  различают следующие характерные области деформаций  $\epsilon_n$  (рис. 106): область допредельного деформирования  $oc$  и область запредельного деформирования  $cg$ . В области допредельного деформирования различают зону упругих деформаций  $oa$  и зону трещинообразования  $ac$ ; в области запредельного деформирования — зону деформирования с интенсивным спадом сопротивления  $cb$  и зону с постоянным остаточным сопротивлением разрушению  $bg$ .

Состояние горной породы характеризуется: пределом длительной прочности породы  $\sigma_a$ , соответствующим разрушению ее при длительном действии нагрузки; пределом прочности породы  $\sigma_c$ , соответствующим началу ее разрушения, и остаточной прочностью  $\sigma_2$ . Деформационные свойства породы отражают модуль упругости  $E_1$  и модули деформаций в запредельном состоянии  $E_2$  и  $E_3$ , причем  $E_1 > E_2 > E_3$ .

Предельные характеристики горных пород при разрушении изображаются огибающими главных наибольших кругов напряжений (паспортами прочности горной породы), которые представляют собой графики предельных соотношений между нор-

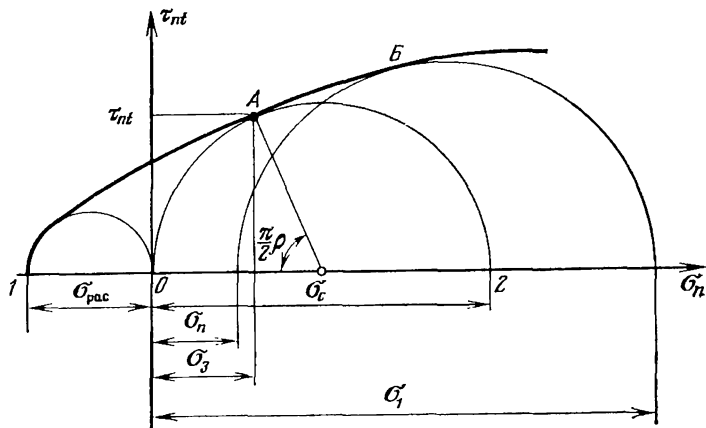


Рис. 107. Паспорт прочности горной породы (огибающая кругов напряжений)

мальными и касательными напряжениями на рассматриваемой площадке или предельными соотношениями между главными напряжениями в момент разрушения породы. Паспорт прочности (рис. 107) характеризует способность горной породы разрушаться под действием нормальных и касательных напряжений, причем  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$ ,  $\sigma_3$  — наибольшее, среднее и наименьшее нормальные напряжения соответственно, причем  $\sigma_2$  направлена перпендикулярно плоскости рисунка;  $\sigma_{рас}$  — напряжение, соответствующее пределу прочности на растяжении. В области растягивающих значений нормальных напряжений ( $\sigma_n < 0$ ) разрушение породы происходит в виде отрыва. Диаметр круга касающегося начала координат численно равен пределу прочности горной породы при одноосном сжатии.

Различают паспорт прочности образца горной породы и горного массива. При оценке прочности горного массива учитывают его строение, наличие трещин, слоистость, дизъюнктивные на-

рушения и т. д. Прочность горных массивов, как правило, ниже прочности образцов горных пород, так как горные массивы ослаблены различными системами трещин. При испытании образцы горных пород отбирают из межтрещинных участков массива, либо из участков, содержащих только микротрещины, поэтому прочность образцов не отражает влияния плоскостей ослабления в массиве. Чаще всего предельное напряженное состояние горных пород описывается прямолинейной наклонной огибающей кругов главных напряжений, уравнение которой имеет следующий вид:

$$\tau_{nt} = \sigma_n \operatorname{tg} \rho + k_0, \quad (\text{VI.1.4})$$

где  $\tau_{nt}$  и  $\sigma_n$  — соответственно касательное и нормальное напряжения на рассматриваемой площадке;  $k_0$  — сцепление образца горной породы (сопротивление сдвигу образца при отсутствии нормальных напряжений на рассматриваемой площадке);  $\rho$  — угол внутреннего трения образца.

Паспорт прочности массива горных пород отличается от паспорта прочности образца, величина сцепления массива горных пород чаще всего меньше сцепления образца, в очень редких случаях — при связных пластичных породах — близка к сцеплению в образце. Физико-механические свойства горных пород определяются специальными приборами и методами.

ВНИМИ для инженерных расчетов горного давления разработал комплекс приборов и методов для определения деформационных и прочностных свойств горных пород.

Свойства горных пород имеют большое значение при оценке напряженно-деформированного состояния горных массивов. В начальной их стадии деформирования или в отдельных зонах сдвижения при небольших деформациях пород для оценки напряженно-деформированного состояния часто применяют методы теории упругости [5], использующие в основном линейные зависимости между деформациями и напряжениями.

Для оценки напряжений в зонах предельного напряженного состояния используют выражения типа (VI.1.4), которые рассматривают совместно с уравнениями равновесия. Теория предельного напряженного состояния развита в СССР В. В. Соколовским, В. Г. Березанцевым, Г. Л. Фисенко. Эта теория широко применяется при оценке устойчивости бортов карьеров, обнажений в горных выработках, а также при оценке нагрузок на целики различной формы, оставленные в горном массиве.

Проведение горных выработок изменяет природное (естественное) напряженное состояние горного массива. На отдельных участках породы разгружаются от нормальных к напластованию (слоистости) напряжений, а на других — получают дополнительные нагрузки. Возникающее вокруг очистной выработки напряженное состояние зависит от структуры массива, крепо-

сти пород, глубины горных разработок, формы и размеров выработки и других факторов.

Зависание пород у границ очистной выработки вызывает увеличение давления на угольные целики, расположенные со стороны падения и со стороны восстания. Давление зависших пород также передается на обрушенные породы, расположенные в выработанном пространстве над центром очистной выработки.

В горном массиве образуются три основные области (рис. 108):

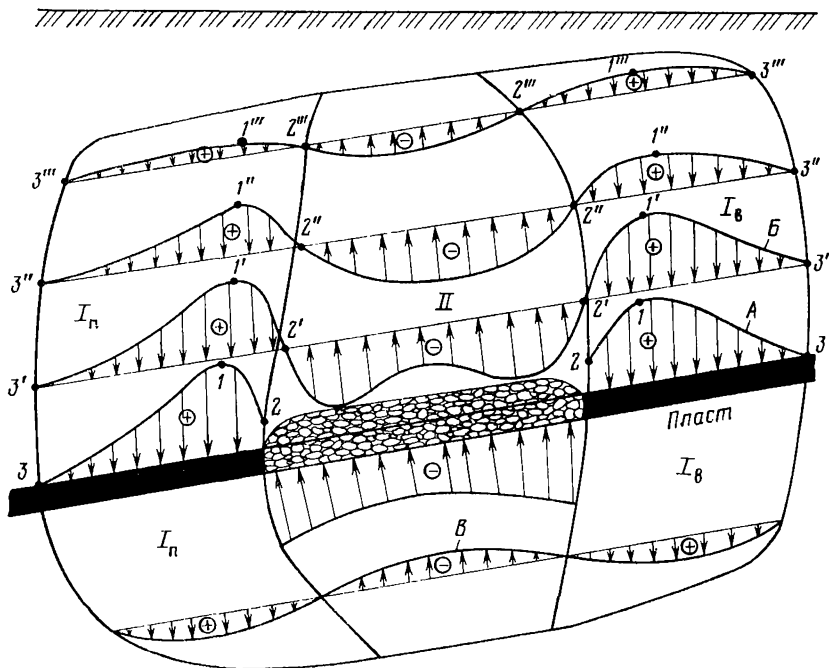


Рис. 108. Схема распределения нормальных напряжений в горном массиве вокруг очистной выработки в пологом пласте

— зона опорного давления со стороны падения от очистной выработки —  $I_n$ ;

— зона опорного давления со стороны восстания от очистной выработки —  $I_B$ ;

— зона разгрузки  $II$ .

В зоне опорного давления нормальные к напластованию напряжения больше, а в зоне разгрузки — меньше природных. Эпюры  $A, B, B$  дополнительных нагрузок в зоне опорного давления на горизонте пласта содержат две ветви  $1-3$  и  $1-2$ , на

других горизонтах — соответственно ветви  $1'—2'$ ,  $1'—3'$  и т. д. Специалисты считают, что от кромки угольного пласта до некоторой точки  $1$  угольный пласт (при достаточной глубине разработки) находится в разрушенном (предельном) состоянии. В точке  $1$  нормальные к напластованию напряжения достигают максимальных значений, а касательные напряжения в плоскости пласта меняют знак. Напряженное состояние угольного пласта на участке  $1—2$  (а в отдельных случаях и вмещающих пород) описывается методами теории предельного напряженного состояния. Рост нагрузок на пласт на этом участке обусловлен действием сил трения и сцепления на контактах угольного пласта с вмещающими породами. На участке  $1—3$  наблюдается падение нормальных к напластованию напряжений, а угольный пласт и вмещающие породы находятся в допредельном состоянии. Точка  $3$  характеризует условную (техническую) границу зоны опорного давления. Положение этой точки зависит от напряженного состояния массива и критических значений дополнительных напряжений, которые приняты в качестве напряжений на границе зоны. В зависимости от поставленных задач величины граничных (критических) напряжений могут быть различными, поэтому зона опорного давления при решении различных инженерных задач может иметь различную длину в пласте при аналогичных свойствах горных пород и горнотехнических условиях. Увеличение напряжений, вызванное очистной выработкой, происходит в покрывающих и подстилающих породах на определенных расстояниях от пласта. Эти расстояния зависят от свойств пород и размеров зоны опорного давления в пласте. Величины концентраций деформаций пород в зоне опорного давления и размеры этой зоны важны при оценке повреждений горных выработок, в том числе вертикальных шахтных стволов, попадающих в зону влияния горных разработок.

### **VI.1.3. СДВИЖЕНИЕ И ДЕФОРМАЦИИ ГОРНЫХ ПОРОД ВОКРУГ ВЫРАБОТОК**

Сдвигение горных пород может происходить как над подготовительными, так и над очистными выработками. Под влиянием подземных горных разработок происходит изменение природного напряженного состояния пород, нарушение равновесия, сдвигение и деформирование вмещающих полезные ископаемые пород.

В отдельных зонах возникающие напряжения превышают предел прочности пород, что вызывает их разрушение, разрывы сплошности по отдельным слабым поверхностям и контактам и перемещение (сдвигение) в сторону выработанного пространства.



Зоны сдвижения горных пород, возникающие в массиве и на земной поверхности, образуются под влиянием очистных выработок в пологих пластах (рис. 109). В зонах сдвижения различают:  $r_n$  и  $r_x$  — размеры зоны опорного давления в почве пласта и в покрывающих породах;  $l_{оп}$  — размер зоны опорного давления в пласте;  $\eta_m$  — максимальное оседание земной поверхности;  $AB$  — граница мульды сдвижения;  $\theta$  — угол максимального оседания;  $\beta_0$  и  $\gamma_0$  — соответственно граничные углы со стороны падения и со стороны восстания выработки.

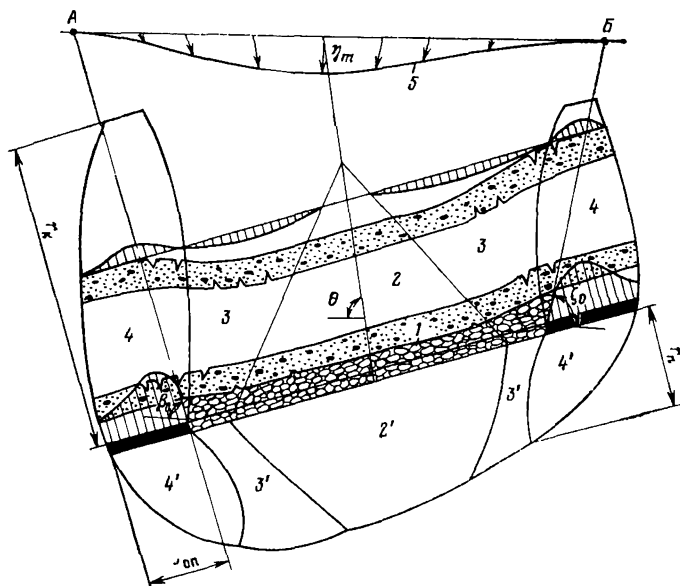


Рис. 109. Зоны сдвижения горных пород при разработке пологих пластов: 1 — зона обрушения; 2 и 2' — зоны полных сдвижений в покрывающих и подстилающих породах; 3 и 3' — зоны изгиба (разгрузки) в покрывающих и подстилающих породах; 4 и 4' — зоны опорного давления в покрывающих и подстилающих породах; 5 — мульда сдвижения на земной поверхности

Аналогично определяются зоны в наклонных пластах (рис. 110), где  $\eta_n$  — оседание одной из пачек пород;  $AB$  — зона обратных уступов;  $BB$  — зона прямых уступов;  $BГ$  — зона подвижек пород по контактам;  $I$  — прямые уступы;  $II$  — обратные уступы;  $l$  — мощность пачки;  $i_c$  — наклоны земной поверхности в районе уступа;  $h_y$  — высота обратного уступа;  $h_n$  — высота прямого уступа.

Земная поверхность под влиянием горных разработок перемещается в сторону выработанного пространства. Участок, подвергаемый сдвижению под влиянием горных разработок, называют мульдой сдвижения.

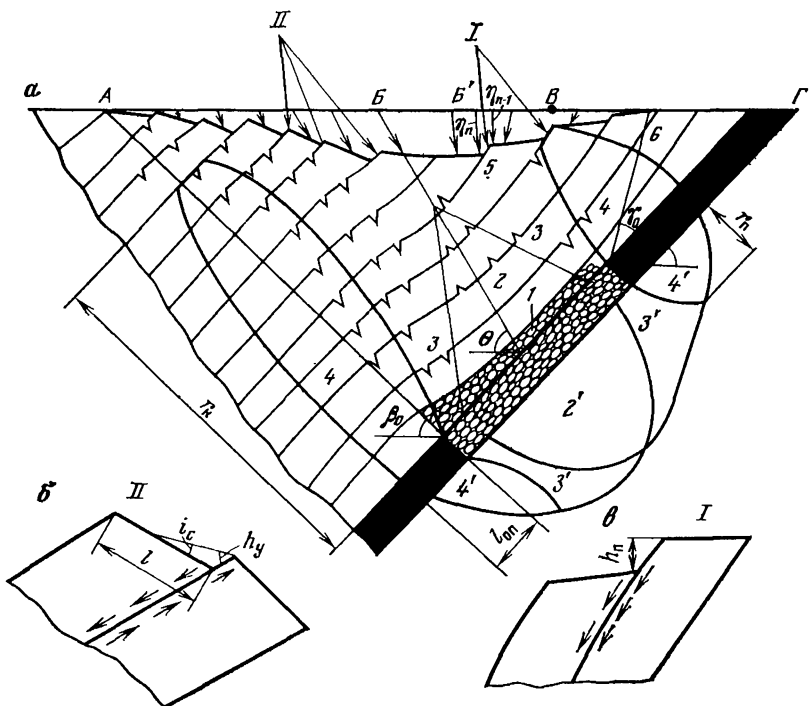


Рис. 110. Зоны сдвижения горных пород при крутом залегании пластов: а — общая схема; б — обратные уступы; в — прямые уступы; 1 — зона обрушения; 2 и 2' — зоны полных сдвижений в покрывающих и подстилающих породах; 3 и 3' — зоны изгиба; 4 и 4' — зоны опорного давления; 5 — мульда сдвижения на земной поверхности; 6 — зона подвижек пород по контактам

Обрушение горных пород характеризуется нарушением природного строения массива и связей между его отдельными структурными элементами. Высота зоны обрушения зависит от соотношения мощности разрабатываемого пласта (рудного тела) и мощности отдельных слоев непосредственной кровли (размеров структурных блоков в массиве, оконтуренных системами плоскостей ослабления), физико-механических свойств пород (способности пород к разрыхлению и последующему уплотнению, систем разработки, способов управления горным давлением (возможности перепуска обрушенных пород по падению пластов)).

Обычно высота зоны обрушения над очистными выработками составляет  $h_{обр} \approx 2 \div 5 \text{ м}$ . При больших вынимаемых мощностях пластов ( $m > 10 \text{ м}$ ) высота зоны обрушения может составлять  $0,5 \div 1,0 \text{ м}$ .

Со способностью пород к обрушению связано образование провалов на земной поверхности, однако высоту зоны обруше-

пия нельзя непосредственно отождествлять с расстоянием от кровли пласта до земной поверхности, при котором возможно образование провалов. При такой оценке следует дополнительно учитывать системы разработки, возможность перепуска пород по падению и другие факторы. Параметры зоны обрушения (коэффициент разрыхления пород и высота зоны) имеют большое значение при оценке возможности ведения горных работ в сближенных пластах, при решении вопросов подработки горных выработок в массиве и образовании провалов на земной поверхности.

Степень разрыхления пород в зоне обрушения оказывает влияние на величины максимальных оседаний и деформаций земной поверхности.

Для оценки возможного образования провалов на земной поверхности значительный интерес представляет изучение зон обрушения горных пород и земной поверхности над подготовительными выработками. Результаты наблюдений показывают, что провалы над подготовительными выработками могут образовываться при глубине их расположения до 80 м, особенно если есть возможность перепуска обрушенных пород кровли (по падению). Такие случаи наблюдались на ряде шахт Донецкого бассейна (Селидовской, Мушкетовской и др.). При невозможности перепуска пород, глубина расположения подготовительной выработки, при которой возможно образование провалов, зависит от коэффициента разрыхления пород. По отдельным исследованиям коэффициент разрыхления пропорционален крепости пород, а глубина расположения подготовительных выработок, при которой могут возникать провалы на земной поверхности, составляет  $10 \div 15 h$ , где  $h$  — высота выработки. В связи с опасностью образования провалов над подготовительными выработками, участки земной поверхности, под которыми расположены подготовительные выработки, на небольшой глубине могут застраиваться и эксплуатироваться только после проведения специальных инженерно-геологических изысканий по обнаружению в массиве пустот и их ликвидации. Задача изучения сдвижения горных пород и земной поверхности над подготовительными выработками в основном сводится к оценке возможности образования зон обрушения в массиве, провалов на земной поверхности и разработке эффективных и экономически целесообразных мер по эксплуатации участков земной поверхности в этих условиях.

Зона изгиба формируется преимущественно в слоистых породах. В этой зоне осадочные горные породы деформируются с расслоениями по отдельным контактам с образованием системы тонких слоев (плит). Мощность этих слоев зависит от строения и физико-механических свойств горных массивов.

Основной формой деформирования пород в этой зоне явля-

ется изгиб системы слоев со сдвигами по плоскостям ослабления. Характерная особенность изгиба слоя заключается в том, что деформации сжатия (растяжения) зависят от кривизны нейтральной линии. В зоне изгиба деформации слоя формируются с учетом заданных ему перемещений нижележащими слоями и под влиянием упругого восстановления пород при снятии нагрузок. Тонкие слои за счет изгиба в значительной степени деформируются аналогично принятой в теории упругости модели деформирования тонких плит. Принято считать, что прямолинейные отрезки, перпендикулярные серединной плоскости плиты, остаются прямолинейными и нормальными к ее деформированной поверхности. Слои деформируются таким образом, что для каждого из них существует нейтральная линия (поверхность), на которой сжатия (растяжения) слоя по напластованию равны нулю.

При наклонном и крутом залегании пород изгиб слоев сочетается со сдвигами по падению.

В зоне изгиба выделяют зону разгрузки и зону водопроводящих трещин. Зона разгрузки — участок зоны изгиба, в пределах которой нормальные к напластованию напряжения меньше природных, которые были до начала горных разработок. В пределах зоны водопроводящих трещин существенно меняется водопроницаемость горных пород при подработках. При определенных условиях в зоне изгиба может происходить излом слоев на границе с зоной опорного давления (см. рис. 109, 110). Положение точек излома слоев (точек их защемления) в массиве зависит от ряда факторов: углов трения и сцепления пород по контактам, мощности деформирующихся слоев и др.

Породы почвы в зоне изгиба деформируются под действием упругого восстановления. При тонкослоистом строении пород связь между углом падения пластов (слоистости) более тесная, чем при грубослоистых породах. В тех случаях, когда в зону изгиба попадают дизъюнктивные тектонические нарушения или осевые поверхности складок, характер сдвигения покрывающих пород может существенно меняться, вследствие сдвигов пород по плоскости сместителя нарушения. В ряде случаев это может приводить к существенному изменению формы и параметров процесса сдвигения. Сдвиги по плоскостям сместителей нарушений происходят, как правило, при углах падения сместителей  $\Delta \geq 50^\circ$ .

При разработке наклонных и крутопадающих пластов со стороны восстания от очистных горных выработок возникает зона подвижек пород по контактам напластований (зона ВГ, см. рис. 110). При крутом залегании пород зона подвижек охватывает подстилающие породы (породы лежачего бока). В этой зоне происходят сдвиги пород по контактам напластова-

ний, вследствие потери распора при изгибе слоев над выработкой.

Деформирование горных пород в зоне опорного давления зависит от увеличения нормальных к напластованию напряжений (опорное давление) и степени потери бокового распора на границе с зоной изгиба. Основными формами деформирования пород в зоне опорного давления являются сжатие в направлении нормали к напластованию и сдвиги пород со стороны восстания от очистной выработки по контактам напластований. В плоскости напластования на участке от границы с зоной изгиба до точки максимума опорного давления наблюдается растяжение, а в остальной части — сжатие пород. За условную границу на разрезе, разделяющую зону изгиба слоев и зону опорного давления, можно принимать линию в массиве, соединяющую точки с максимальной кривизной выпуклости. В покрывающих породах зоны опорного давления паряду со сжатием пород наблюдается их оседание (перемещение по нормали к напластованию). Угольный пласт впереди очистного забоя сжимается и перемещается по нормали к напластованию (оседает). Величины оседаний этого пласта могут в отдельных случаях достигать 50 % от оседаний земной поверхности в точках, расположенных на одной нормальной к напластованию линии на разрезе вкрест простирания. Оседания пород в зоне изгиба уменьшаются по мере удаления от очистной выработки, а в зоне опорного давления, наоборот, растут при увеличении расстояния от пласта (залежи) к поверхности.

К основным параметрам зоны опорного давления, учитываемым при сдвигении горных пород относятся: размеры зоны в плоскости пласта (залежи); размеры зоны в покрывающих и подстилающих породах; положение в массиве и пласте точек с максимальными напряжениями (линия  $I—I'''$ , см. рис. 108); максимальные значения дополнительных нагрузок; величины деформаций в вертикальных сечениях зоны.

Зона полных (равномерных) сдвижений образуется в толще массива и на земной поверхности при определенных соотношениях между размерами очистной выработки и глубиной ее расположения. При пологом и наклонном залегании пластов в зоне полных (равномерных) сдвижений векторы сдвижения точек массива и земной поверхности равны и параллельны друг другу. При разработке рудных тел переменной мощности, а также при разработке крутопадающих пластов и залежей это условие не выполняется, поэтому в более общем случае под зоной полных (равномерных) сдвижений следует понимать область в массиве и на земной поверхности, в которой при увеличении размеров выработанного пространства не происходит изменения величин сдвижений и деформаций.

При разработке угольных и рудных месторождений на боль-

шой глубине зона полных сдвижений может иметь локальные размеры, ограниченные сводом устойчивого равновесия пород.

При подземных разработках и определенных размерах очистного выработанного пространства земная поверхность подвержена перемещениям и деформациям на участке, называемом мульдой сдвижения.

При разработке угольных месторождений в мульде сдвижения выделяют следующие зоны (см. рис. 110):

1) возможных провалов, преимущественно над верхней границей выработки при глубине очистной выработки до  $20 \div 30 m$ , где  $m$  — вынимаемая мощность пласта; размеры зоны провалов определяются в зависимости от положения границ очистного пространства;

2) обратных уступов  $AB$ . Это участок от границы мульды сдвижения со стороны падения до точки максимального оседания (возникает обычно при наличии крепких слоистых пород со слабыми, гладкими контактами и при разработках свит пластов);

3) подвижек пород по контактам напластований  $BC$ . При углах падения  $\alpha > 13^\circ$  это участок мульды сдвижения между проекцией выхода почвы пласта под наносы и проекцией верх-

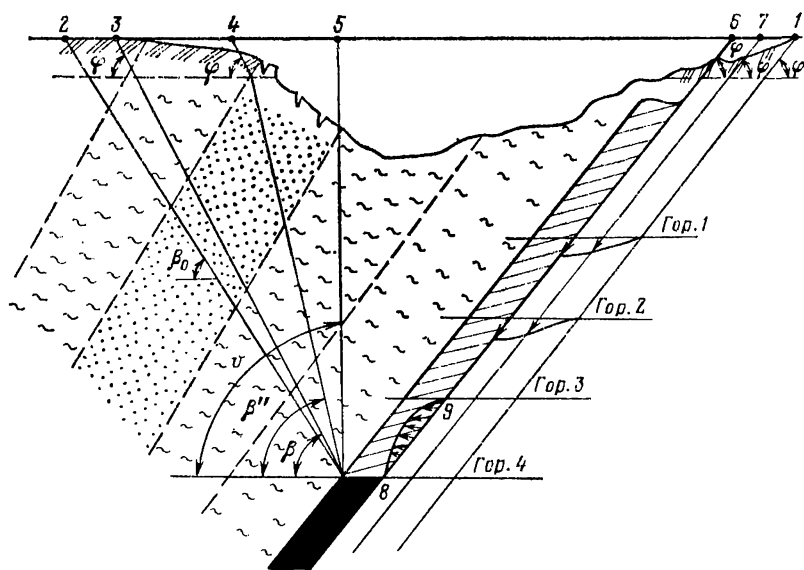


Рис. 111. Зоны сдвижений земной поверхности на разрезе вкрест простирания при разработке угольных месторождений:

1—3 — зона подвижек по контактам напластований; 2—4 — зона возможных провалов; 5—6 — зона обратных уступов; 5 — точка максимального оседания; 6 — граница мульды сдвижения со стороны падения;  $\varphi$  — угол сдвижения в наносах;  $\nu$  — угол воронкообразования;  $\beta$  — угол сдвижения;  $\beta''$  — угол обрушения

ней границы выработки на земную поверхность. При разработке свит угольных пластов подвижки пород по контактам могут наблюдаться на участке от выходов пластов под наносы до точки с максимальным оседанием земной поверхности;

4) в отдельных случаях при разработке пластов на небольшой глубине на земной поверхности выделяют зону трещин, положение которой определяется углами разрыва.

При разработке рудных месторождений на земной поверхности могут возникать зоны воронкообразования, террас, трещин и плавных сдвижений, условия образования которых и их положение регламентируются нормами, разработанными применительно к характерным рудным месторождениям.

При разработке пластовых месторождений Кривбасса под влиянием горных разработок сдвигаются и деформируются как породы всячего, так и лежащего боков (рис. 111). В мульд сдвижения возникает зона воронок и провалов, зоны трещин и террас в покрывающих и подстилающих породах и зоны плавных сдвижений. Породы всячего бока деформируются в основном в форме обрушения и изгиба, подстилающие породы — в форме сдвига по контактам напластований и пучения их в выработанное пространство в зоне разгрузки.

## **VI.2. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ, ТЕРМИНЫ И ПАРАМЕТРЫ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ**

### **VI.2.1. ФОРМЫ МУЛЬД И ВИДЫ ДЕФОРМАЦИИ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ**

Под влиянием подземных горных разработок на земной поверхности образуются мульды сдвижения, форма и положение которых зависят от горно-геологических условий разработки, физико-механических свойств и строения массива горных пород. Основными факторами, определяющими форму и положение мульды сдвижения, а также величины сдвижений и деформаций, являются:

- вынимаемая мощность и угол падения пласта (залежи);
  - глубина горных разработок;
  - физико-механические свойства горных пород и строение массива;
  - количество подработок горного массива очистными выработками;
  - системы разработки, способ управления горным давлением, размеры выработанного пространства, скорость развития очистных работ;
  - мощность наносов;
  - наличие дизъюнктивных нарушений.
- Основными видами сдвижений и деформаций в мульде, ко-

которые оказывают наибольшее влияние на характер изменений условий эксплуатации земной поверхности, оценку ожидаемых повреждений и выбор мер защиты объектов, являются оседания, горизонтальные сдвигения, наклоны, кривизна и уступы. Указанные виды сдвижений и деформаций определяют возможность выемки запасов полезных ископаемых в зонах влияния на охраняемые сооружения и природные объекты.

Форма мульды и величины сдвижений и деформаций в самой мульде зависят в значительной степени от размеров выработанного пространства (площади очистной выемки). Чем больше площадь, тем больше эти величины. Это объясняется зависанием горных пород при небольших площадях обнажения, образованием значительных пустот между отдельными блоками и слоями.

Однако рост сдвижений и деформаций земной поверхности при увеличении площади выработанного пространства происходит только до определенного момента. К этому моменту образовавшиеся в начальный период расслоения в массиве в значительной степени закрываются. Это полная подработка земной поверхности. Она возникает при таких размерах выработанного пространства, когда в мульде сдвигения больше не происходит увеличения максимального оседания при дальнейшем увеличении длины (ширины) выработанного пространства, а при пологом залегании пластов возникает плоское дно.

Коэффициентом подработанности земной поверхности называется отношение фактического размера выработанного пространства  $D$  к минимальному его размеру  $D_0$ , при котором происходит полная подработка земной поверхности.

Различают коэффициенты подработанности земной поверхности на разрезе по простиранию  $n_2 = \frac{D_2}{D_0} = 0,5 \frac{D_2}{H_1} \operatorname{tg} \psi_3$  и вкрест

простирания  $n_1 = \frac{D_1}{D_0} = 0,5 \frac{D_1}{H} \operatorname{tg} \psi_3$ , где  $D_1$  и  $D_2$  — фактические

размеры выработанного пространства на разрезах по простиранию и вкрест простирания пластов;  $\psi_3$  — угол полных сдвижений на разрезе по простиранию.

Наиболее важными сечениями мульды сдвигения являются главные сечения — вертикальные сечения по простиранию и вкрест простирания пластов, проходящие через точки с максимальным оседанием земной поверхности. Положение мульды сдвигения относительно выработанного пространства определяется с помощью граничных углов, угла максимального оседания и углов полных сдвижений со стороны падения и восстания  $\psi_1$ ,  $\psi_2$ , которые строятся в главных сечениях мульды сдвигения на разрезах вкрест и по простиранию пластов (рис. 112), причем выработки имеют размеры  $D_1$  и  $D_2$  соответственно вкрест простирания и по простиранию, а величины  $L_1$ ,  $L_2$ ,  $L_3$  соответ-



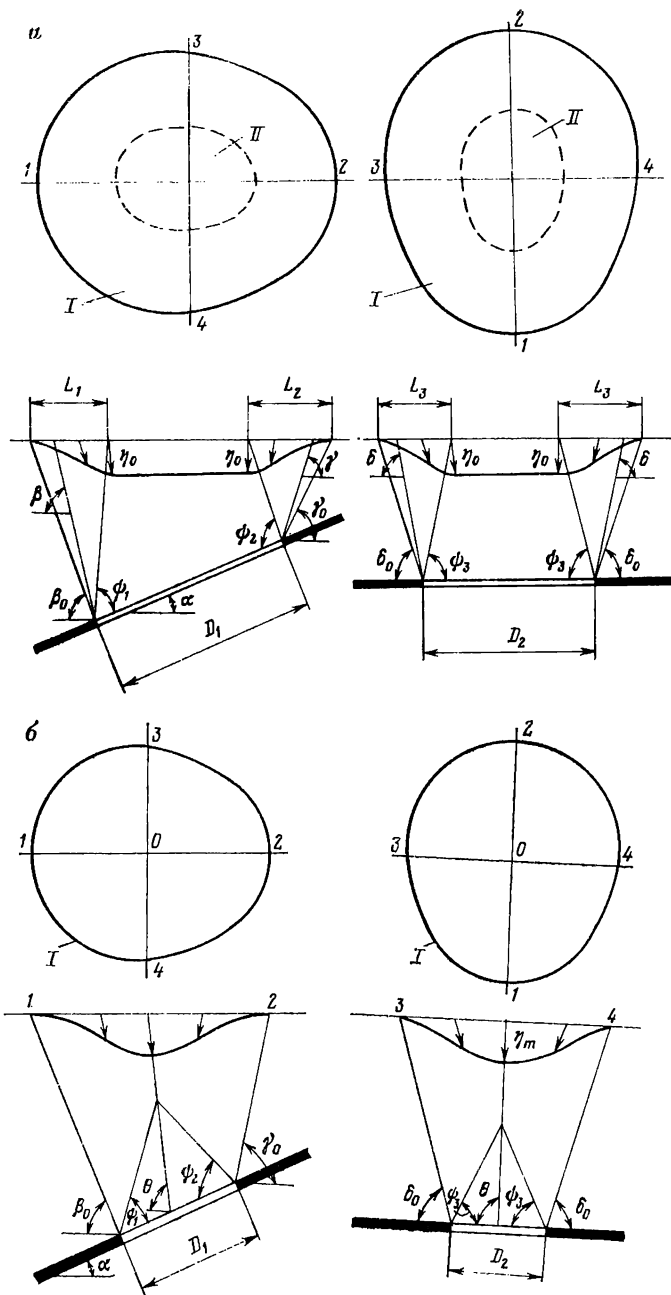


Рис. 112. Мульда сдвижения при разработке пологих пластов:

*a* — полная подработка земной поверхности; *б* — неполная подработка земной поверхности; *I* — граница мульды; *II* — участок плоского дна; 1—2 — главные сечения мульды вкрест простирания; 3—4 — главные сечения мульды по простиранию пласта

Рис. 113. Мульда сдвижения при разработке крутопадающих пластов:  
 $\beta_1$  — угол сдвижения пород лежачего бока;  
 $\beta_{01}$  — граничный угол в породах лежачего бока

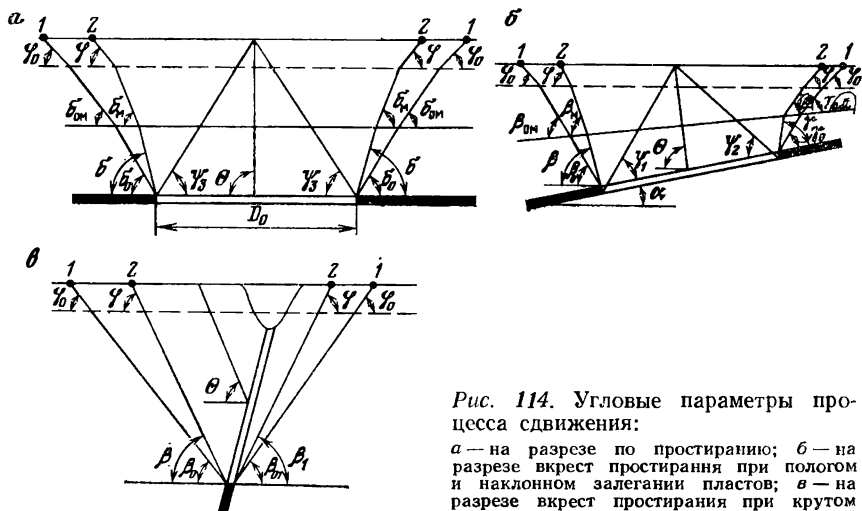
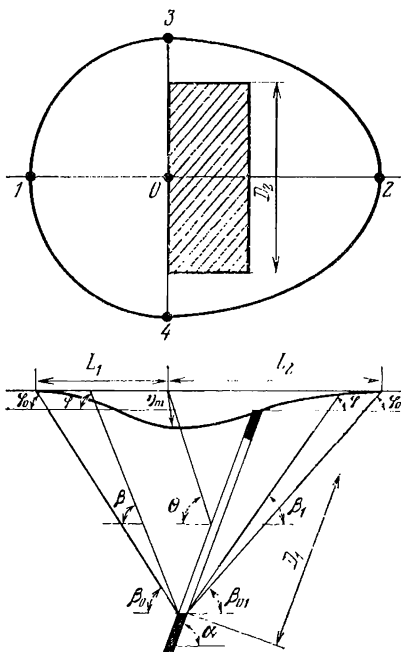


Рис. 114. Угловые параметры процесса сдвижения:

*a* — на разрезе по простиранию; *b* — на разрезе вкrest простирания при пологом и наклонном залегании пластов; *v* — на разрезе вкrest простирания при крутом залегании пластов

ствуют длинам полумульд со стороны падения, восстания и простираания. Аналогична мульда сдвижения при разработке крутопадающих пластов (рис. 113).

Граничными углами называются внешние относительно выработанного пространства углы, образованные на вертикальных разрезах, проходящих через главные сечения мульды сдвижения, горизонтальными линиями и линиями, соединяющими границу выработки с границей зоны влияния на земной поверхности.

Для инженерных расчетов за границу мульды сдвижения принимаются точки, в которых наклоны и растяжения земной поверхности не превышают величин  $0,5 \cdot 10^{-3}$ . На практике эти значения соответствуют точности определения деформаций при наблюдениях. Под наклонами земной поверхности понимают отношения разности оседаний двух соседних точек мульды к расстоянию между ними, наклоны обычно выражаются в  $1 \cdot 10^{-3}$  или мм/м.

Горизонтальными деформациями земной поверхности называются отношения разности длин интервала в горизонтальной плоскости к его первоначальной длине. Горизонтальные деформации растяжения или сжатия выражаются в  $1 \cdot 10^{-3}$  или мм/м.

Различают граничные углы в наносах (третичных или четвертичных отложениях) —  $\varphi_0$ , в мезозойских отложениях (на месторождениях палеозойского возраста) —  $\delta_{0м}$ ,  $\gamma_{0м}$ ,  $\beta_{0м}$ , и в коренных породах —  $\delta_0$ ,  $\gamma_0$ ,  $\beta_0$ ,  $\beta_{01}$  (рис. 114).

Граница мульды сдвижения со стороны падения от выработанного пространства определяется граничными углами  $\beta_0$  (в коренных породах),  $\beta_{0м}$  (в мезозойских отложениях) и  $\varphi_0$  (в наносах).

Граница мульды сдвижения со стороны восстания от выработанного пространства определяется граничными углами  $\gamma_0$  (в коренных породах),  $\gamma_{0м}$  (в мезозойских отложениях),  $\varphi_0$  (в наносах). При определенных условиях граница мульды сдвижения со стороны восстания от выработанного пространства может распространяться до выхода пласта под наносы, вследствие подвижек пород по контактам напластований (см. рис. 110). Условия возникновения таких подвижек даны в работе [9]. При крутом залегании пластов и сдвижении пород лежачего бока граница мульды сдвижения в породах лежачего бока определяется углом  $\beta_{01}$  (в коренных породах) и углом  $\varphi_0$  (в наносах). Сдвижение пород лежачего бока происходит при крутых углах падения пород  $\alpha_n \geq 56-70^\circ$ . Значения углов  $\alpha_n$  зависят от строения и крепости пород (типа месторождения).

Граница мульды сдвижения по простираанию пластов характеризуется граничными углами  $\delta_0$  (в коренных породах),  $\delta_{0м}$  (в мезозойских отложениях),  $\varphi_0$  (в наносах).

При залегании угольных пластов в синклинальных складках и при подработке сместителей дизъюнктивных нарушений границы мульды сдвижения со стороны падения и восстания относительно очистной выработки определяются с учетом рекомендаций работы [9]. Положение точки максимального оседания и плоского дна мульды сдвижения (области полной подработки) на земной поверхности определяются соответственно углами  $\theta$  и  $\psi_3$  (на разрезе по простиранию) или углами  $\theta$ ,  $\psi_1$  и  $\psi_2$  на разрезе вкрест простирания.

Углом максимального оседания  $\theta$  называется острый угол на разрезе вкрест простирания (на разрезе по простиранию  $\theta=90^\circ$ ) пласта между горизонтальной линией и линией, соединяющей середину очистной выработки с точкой максимального оседания (вне зоны провалов) при неполной подработке земной поверхности.

Углы полных сдвижений — внутренние относительно выработанного пространства углы, образованные на вертикальных разрезах по главным сечениям мульды сдвижения плоскостью пласта и линиями, соединяющими границы выработки с границами плоского дна мульды сдвижения. Строгих критериев для определения границы плоского дна мульды сдвижения не установлено, однако можно считать, что оседания в указанных точках не должны отличаться более, чем на 10—20 % от их максимально возможных значений.

В пределах мульды сдвижения выделяют зону опасного влияния — часть мульды, в которой деформации превышают критические величины, опасные для сооружений. В качестве критических деформаций принимают наклон земной поверхности  $i=4 \cdot 10^{-3}$ ; кривизну земной поверхности  $K=0,2 \cdot 10^{-3}$  1/м; растяжения земной поверхности  $\epsilon=2 \cdot 10^{-3}$ .

Под кривизной земной поверхности понимают отношение разности наклонов двух соседних интервалов к полусумме длин этих интервалов.

Граница зоны опасного влияния на земной поверхности со стороны падения от очистной выработки определяется углами сдвижения  $\beta$  (в коренных породах), углами сдвижения  $\beta_m$  (в мезозойских отложениях) и углами  $\varphi$  (в наносах), а граница зоны опасного влияния со стороны восстания от очистной выработки — углами  $\gamma$  (в коренных породах), углами  $\gamma_m$  (в мезозойских отложениях) и углами  $\varphi$  (в наносах). При возникновении подвижек пород по контактам граница зоны опасного влияния при наклонном залегании пластов по восстанию от очистной выработки может находиться в точке выхода пласта под наносы, вследствие подвижек пород по контактам напластований.

При крутом падении пластов граница зоны опасного влияния в породах лежачего бока задается углом  $\beta_1$  (в коренных породах) и углом  $\varphi$  (в наносах).

Углами сдвига называются внешние относительно выработанного пространства углы, образованные на вертикальных разрезах по главным сечениям мульды сдвигания при полной подработке горизонтальными линиями и линиями, последовательно проведенными в коренных породах, мезозойских отложениях и наносах.

При разработке рудных месторождений в мульде сдвигания выделяют зону провалов, воронок и трещин (террас).

Углы на разрезах в главных сечениях мульды по простиранию и вкрест простирания пластов между горизонтальной линией и линией, соединяющей последнюю трещину на земной поверхности с границей выработанного пространства, называются углами разрыва. Углы разрыва используются для определения зон опасного влияния водных объектов, а также для оценки опасного влияния горных выработок на отдельные объекты (например шоссейные дороги и др.).

Для определения границ зоны провалов и воронок используются углы воронкообразования (см. рис. 111): углы в главных сечениях мульды сдвигания по простиранию и вкрест простирания пластов между горизонтальной линией и линией, соединяющей границу зоны воронок и провалов с границей очистной выработки.

Сдвигания земной поверхности в общем случае могут быть разнообразными в любых точках мульды сдвигания и на разные моменты времени. Величины сдвижений земной поверхности могут характеризоваться либо векторами сдвижений, либо их составляющими. Под вектором сдвига понимается отрезок, численно равный расстоянию между начальным положением точки и ее положением в рассматриваемый момент времени и имеющий направление, совпадающее с этим отрезком.

Для оценки величин сдвижений чаще всего используют вертикальные и горизонтальные по простиранию и вкрест простирания составляющие векторов сдвига.

Вертикальные составляющие векторов сдвига называются оседаниями, если происходит уменьшение высоты рассматриваемой точки земной поверхности, или поднятиями, если высота рассматриваемой точки увеличивается. Наиболее важным показателем процесса сдвига является величина максимального оседания земной поверхности. Различают максимальное оседание при полной подработке —  $\eta_0$  и максимальное оседание при неполной подработке земной поверхности —  $\eta_m$ . Оседания земной поверхности определяются как разность высотных отметок точки до подработки и в рассматриваемый момент времени.

Горизонтальные составляющие векторов сдвига земной поверхности называются горизонтальными сдвиганиями. Проекция вектора горизонтальных сдвижений на на-

правление вкрест простирания и по простиранию пласта называются горизонтальными сдвигениями вкрест простирания и по простиранию пласта. Горизонтальные сдвигения точек земной поверхности определяются как разности расстояний между рассматриваемой и неподвижной точками земной поверхности в текущий и начальный моменты времени. Наклоны земной поверхности определяются как отношения разности оседаний двух соседних точек земной поверхности к расстоянию между этими точками.

При прогнозе сдвижений и деформаций наклоны находят как первую производную функции оседаний по переменной  $x$ ; ось  $ox$  совпадает с рассматриваемым направлением.

Кривизна земной поверхности характеризуется отношением разности наклонов соседних интервалов к полусумме длин этих интервалов. Величина, обратная кривизне  $R_{\text{к}} = \frac{1}{K}$ , называется радиусом кривизны земной поверхности и выражается в километрах.

При прогнозе сдвижений и деформаций кривизна определяется как вторая производная функции оседаний земной поверхности по переменной  $x$ ; ось  $ox$  в данном случае совпадает с выбранным на земной поверхности направлением.

Горизонтальные деформации земной поверхности находят как отношение разности длин интервала в заданный момент подработки и до начала подработки к первоначальной длине интервала. Они могут также определяться как отношение разности горизонтальных сдвижений последующей и предыдущей точек к первоначальной длине интервала.

Наклоны, кривизна, горизонтальные сдвигения и деформации земной поверхности, как правило, неодинаковы в различных точках мульды сдвижения, кроме того, их величины зависят от рассматриваемого направления на земной поверхности. Приведем зависимость горизонтальных деформаций от выбранного направления (рис. 115).

Рассмотрим положение некоторых точек  $I, II, III, IV$  до начала подработки и после нее,  $AB$  и  $BC$  — главные оседания мульды сдвижения.

После деформирования земной поверхности точки  $I, II, III, IV$  займут соответственно положения  $I', II', III', IV'$ , вследствие того, что в мульде сдвижения векторы в основном направлены к центру очистной выработки. Если рассматривать горизонтальные деформации в направлениях  $I-II$  и  $III-IV$ , то можно наблюдать растяжения земной поверхности, так как горизонтальные проекции векторов сдвижения точек  $I$  и  $III$  больше, чем точек  $II$  и  $IV$ , а отрезки  $I'-II'$  и  $III'-IV'$  больше отрезков  $I-II$  и  $III-IV$ . В то же время  $I'-III'$  и  $II'-IV'$  соответственно меньше, чем  $I-III$  и  $II-IV$  до их деформирования,

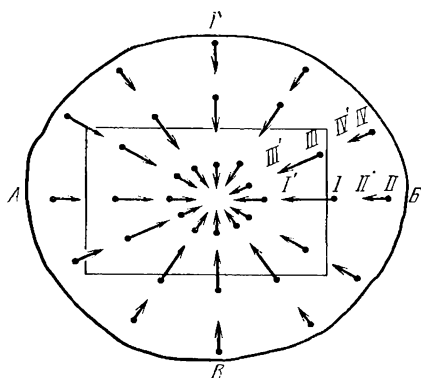


Рис. 115. Схема вычисления деформаций земной поверхности

твердых тел в рассматриваемой точке дается в теории деформаций [5]. При отсутствии трещин и разрывов для каждой точки деформирующегося тела (в том числе и земной поверхности под влиянием горных разработок) характерны два взаимно перпендикулярных направления, по которым деформации достигают экстремальных (максимальных и минимальных) значений. Зная величины этих деформаций и положение направлений на местности, например относительно простираения пласта, можно определить все компоненты деформаций в рассматриваемой точке.

Наряду с наклонами, кривизной, горизонтальными деформациями, которые называются линейными, иногда рассматривают сдвиговые деформации земной поверхности (сдвиги), которые характеризуются изменениями прямых до деформирования углов каких-либо квадратных площадок земной поверхности. Величины сдвигов важны при расчетах деформаций земной поверхности в заданном направлении. Понятия сдвиговых деформаций широко применяются в механике сплошной среды (теории упругости, теории предельного напряженного состояния и т. д.).

Следует отметить еще одну характеристику процесса сдвижения — уступы, которые могут возникнуть, как правило, при разработках свит наклонных и крутых пластов, на выходах слабых контактов, сместителей дизъюнктивных нарушений или осевых поверхностей синклиналиных складок. Величины уступов определяются как разности оседаний соседних точек, расположенных по обе стороны от слабого контакта (см. рис. 110),

$$h_y = \eta_n - \eta_{n-1}.$$

В мульде сдвижения различают прямые и обратные уступы. У прямого уступа участок земной поверхности, расположенный

поэтому в направлениях I—III и II—IV наблюдаются деформации сжатия. Таким образом, в отдельных случаях деформации земной поверхности в различных направлениях могут отличаться не только по величине, но и по знаку, поэтому для полной их характеристики в данной точке необходимо знать сдвижения и деформации именно в различных направлениях. Общая характеристика деформирования

ближе к точке максимального оседания, подвержен деформации больше, чем удаленный от этой точки участок; у обратного уступа — наоборот. Обратные уступы возникают вследствие взаимного скольжения пачек пород по слабым контактам при их изгибе, а прямые уступы — вследствие сдвига пород по слабым контактам в зоне со стороны восстания от очистной выработки или по плоскостям сместителя нарушений и осевых поверхностей синклинальных складок. Уступы — очень опасные деформации для подрабатываемых объектов.

Наиболее важными показателями сдвижений и деформаций земной поверхности являются величины: максимального оседания  $\eta_0$ ,  $\eta_m$ ; максимального горизонтального сдвижения вкrest простиранья и по простиранью  $\xi_{0в}$ ,  $\xi_{тв}$ ,  $\xi_{оп}$ ,  $\xi_{мп}$ ; максимальных горизонтальных деформаций вкrest простиранья и по простиранью  $\epsilon_{0в}$ ,  $\epsilon_{тв}$ ,  $\epsilon_{оп}$ ,  $\epsilon_{мп}$ ; максимальных наклонов вкrest простиранья и по простиранью  $i_{0в}$ ,  $i_{тв}$ ,  $i_{оп}$ ,  $i_{мп}$ ; максимальной кривизны вкrest простиранья и по простиранью пласта  $K_{0в}$ ,  $K_{тв}$ ,  $K_{оп}$ ,  $K_{мп}$  при полной и неполной подработках.

Кроме максимальных значений сдвижений и деформаций, при полной и неполной подработках различают сдвижения и деформации в точках главных сечений мулды, сдвижения на разрезах вкrest простиранья и по простиранью пласта, а также сдвижения и деформации в точках, не лежащих в главных сечениях.

Сдвижения и деформации земной поверхности на разрезах по простиранью и вкrest простиранья обычно изображаются графически. Наиболее часто употребляемые масштабы построения разрезов от 1:2000 до 1:5000. Графики сдвижений на этих разрезах обычно показаны в масштабах от 1:5 до 1:100. Графики деформаций (наклоны, горизонтальные деформации, кривизна) даны на разрезах в таких масштабах, чтобы наклоны и горизонтальные деформации можно было бы определять с погрешностью до  $0,2 \cdot 10^{-3}$ , а кривизну — с погрешностью  $(0,02 \div 0,05) \cdot 10^{-3}$  1/м.

Положительными величинами считаются оседания земной поверхности, а отрицательными — поднятия и откладываются они соответственно вверх и вниз от исходной оси абсцисс. Положительными величинами также являются горизонтальные сдвижения и наклоны в сторону восстания и в сторону простиранья пласта, кривизна, радиус кривизны выпуклости и горизонтальные деформации растяжения. Горизонтальные сдвижения и наклоны в сторону падения и в сторону, обратную простиранью, а также кривизна, радиус кривизны вогнутости и горизонтальные деформации сжатия считаются отрицательными величинами.

Кривая оседаний земной поверхности под влиянием отдельной выработки имеет одну точку максимума при неполной под-



работке или участок максимальных значений (плоское дно) при полной подработке земной поверхности (рис. 116, 117). Характерной особенностью являются точки перегиба 1, 2, в которых наклоны земной поверхности достигают максимальных значений.

Участок мульды сдвижения между точкой максимального оседания при неполной подработке земной поверхности или началом плоского дна мульды при полной подработке (точка  $O$ ) и границей мульды сдвижения по падению называется полумульдой по падению  $L_1$ . Участок мульды сдвижения между точкой максимального оседания при неполной подработке или началом плоского дна при полной подработке и границей мульды сдвижения по восстанию называется полумульдой по восстанию  $L_2$ . Участок мульды сдвижения между точкой максимального оседания при неполной подработке или началом плоского дна при полной подработке и границей мульды сдвижения по простиранию называется полумульдой по простиранию  $L_3$ .

Кривая горизонтальных сдвижений на разрезе вкрест простирания и по простиранию пласта имеет два максимума: положительный — в полумульде по падению и в полумульде, обратной простиранию, и отрицательный — в полумульде по восстанию и по простиранию. Максимальные горизонтальные сдвижения в сторону восстания пласта всегда больше или равны максимальным горизонтальным сдвижениям в сторону падения. Кривые наклонов на разрезах вкрест простирания и по простиранию пласта также имеют два максимума, которые находятся в точках перегиба кривой оседания. Положительные наклоны соответствуют полумульде по падению и полумульде, обратной простиранию пласта. Максимальные значения наклонов в полумульде по восстанию при полной подработке, как правило, больше, чем в полумульде по падению. Это связано с тем, что величина максимального наклона обратно пропорциональна длине полумульды, которая со стороны восстания несколько меньше, чем со стороны падения.

При неполной подработке земной поверхности кривизна и горизонтальные деформации имеют три максимума: в центре мульды наблюдается максимум кривизны вогнутости и сжатий земной поверхности, а в краевых частях — максимумы кривизны выпуклости и растяжений земной поверхности. При полной подработке в каждой полумульде со стороны падения, со стороны восстания и по простиранию наблюдаются два максимума: кривизны выпуклости и вогнутости, растяжений и сжатий земной поверхности, причем максимальная кривизна в полумульде по восстанию при полной подработке несколько больше, чем в полумульде по падению, так как  $L_2 < L_1$ , а величина кривизны обратно пропорциональна квадрату длины полумульды.

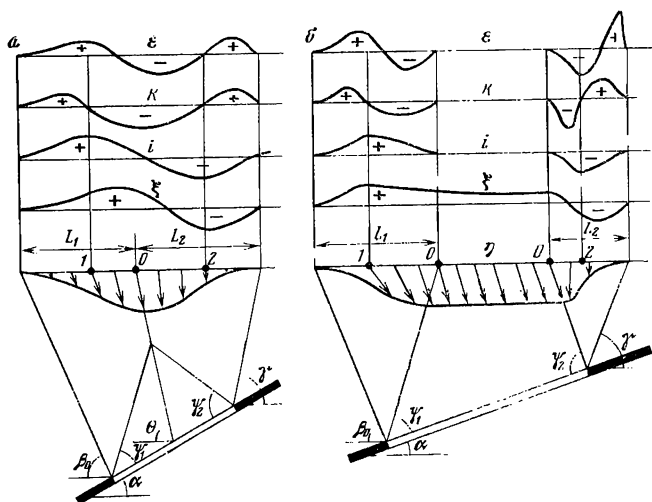


Рис. 116. Графики сдвижений и деформаций земной поверхности на разрезе по простиранию пластов:

*a* — при неполной подработке земной поверхности; *b* — при полной подработке земной поверхности;  $\eta$  — оседания;  $\xi$  — горизонтальные сдвижения;  $i$  — наклоны;  $K$  — кривизна;  $\epsilon$  — горизонтальные деформации

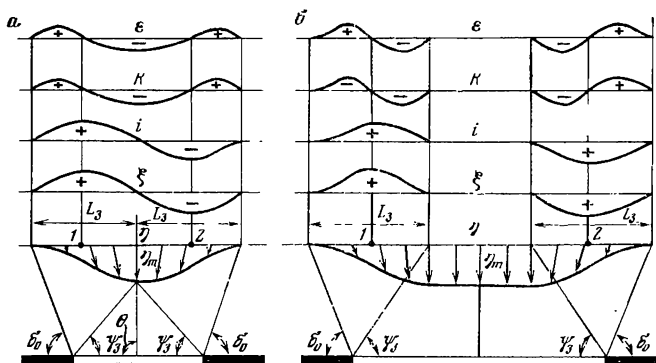


Рис. 117. Графики сдвижений и деформаций земной поверхности при пологом, наклонном и крутом залегании пластов при отсутствии сдвижения пород лежащего бока:

*a* — при неполной подработке; *b* — при полной подработке земной поверхности

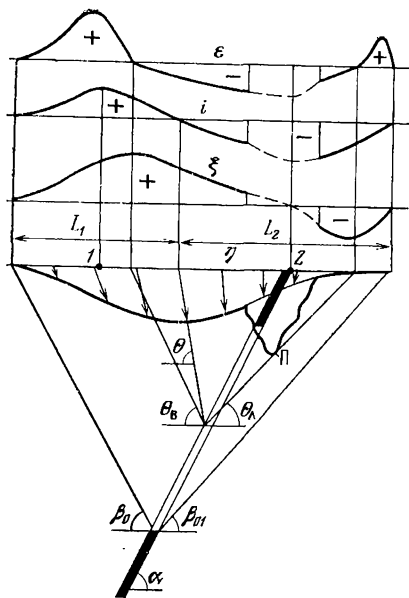


Рис. 118. Графики сдвижений и деформаций земной поверхности при сдвигении пород лежащего бока:

$\theta_B$ ,  $\theta_H$  — углы максимальных горизонтальных сдвижений в породах всисячего и лежащего бока; П — провал

При сдвигении пород лежащего бока, когда разрабатываются крутопадающие пласты (залежи) полезных ископаемых, формы кривых сдвижений и деформаций получены при ведении горных работ на верхних горизонтах (рис. 118).

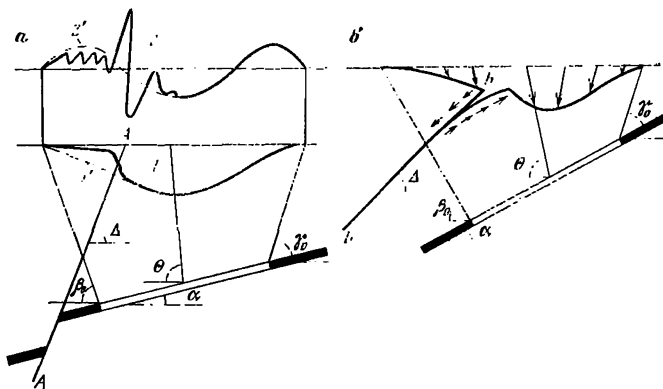
Характерно, что оседания достигают максимальных значений в породах всисячего бока; горизонтальные сдвижения имеют два максимума — положительный в всисячем боку и отрицательный в породах лежащего бока, причем знак меняется примерно в точке выхода почвы пласта под наносы. Растяжения земной поверхности наблюдаются в краевых частях мульды сдвижения — в всисячем и лежащем боку, а в центральной части мульды — сжатия. При больших безрудных участках на верхних го-

ризонтах и достаточно слабых породах лежащего бока при разработке рудных залежей происходят оседания с двумя максимумами — в всисячем и лежащем боках залежи. Следует отметить, что графики характеризуют распределение сдвижений и деформаций, осредненных на участках земной поверхности длиной  $0,1 \div 0,2 H_{cp}$ , где  $H_{cp}$  — средняя глубина разработки.

Обычно при разработках свит, особенно наклонных и крутопадающих пластов сдвижения и деформации в мульде изменяются. В отдельных точках мульды сдвижения фактические деформации земной поверхности могут существенно отличаться от средних деформаций, которые определяются путем алгебраического сложения сдвижений и деформаций от каждой выработки.

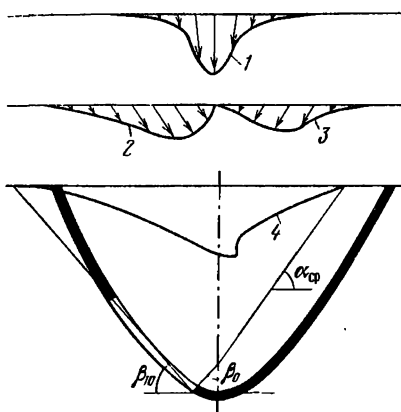
В ряде случаев в зону влияния выработок попадают сместители дизъюнктивных нарушений, а при залегании пластов в синклиналиных складках — осевые поверхности складок, которые могут повлиять на характер и параметры процесса сдвижения и форму мульды.

При подработке крутопадающих пластов происходит значительное уменьшение длины полумульды, концентрация дефор-



**Рис. 119.** Сдвиги и деформации земной поверхности при подработке сместителей дизъюнктивных нарушений:

*a* — при подработке крутопадающих сместителей; *b* — при подработке сместителей, залегающих согласно с разрабатываемым пластом; *1'* и *2'* — оседания и горизонтальные деформации без учета влияния нарушения; *1* и *2* — то же с учетом влияния нарушения



**Рис. 120.** Оседания земной поверхности при разработке пластов, залегающих в синклиналиях складках:

*1* — оседания, вызванные изгибом пород; *2* — оседания, вызванные сдвигом пород отработываемого крыла складки; *3* — оседания, вызванные сдвигом пород противоположного крыла складки; *4* — общие оседания поверхности

маций земной поверхности и образование уступов на выходе сместителя нарушения.

Приведем формы кривых оседаний и горизонтальных деформаций при подработке крутопадающих сместителей нарушений *AA* с углами падения  $\Delta > 50^\circ$  и согласных с напластованием сместителей *BB*, когда угол падения сместителя  $\Delta$  отличается не более чем на  $15\text{--}20^\circ$  от угла падения пластов  $\alpha$  (рис. 119). Подработка крутопадающих сместителей нарушений вызывает значительное уменьшение длины полумульды и образование прямых уступов, а подработка согласнопадающих сместителей нарушения при определенных условиях может привести к образованию обратных уступов, если выход сместителя попадает в полумульду по падению пластов.

При разработке угольных пластов, залегающих в синклинальных складках с крутыми углами падения «крыльев», осе-

дания земной поверхности складываются из следующих составляющих (рис. 120):

1) оседаний, вызванных изгибом слоев пород, которые формируются вблизи выхода осевой поверхности складки;

2) оседаний, вызванных сдвигом пород отрабатываемого «крыла» по контактам напластований;

3) оседаний, вызванных сдвигом пород противоположного «крыла» складки по контактам напластований.

Величины общих оседаний, вызванные изгибом и сдвигами пород, формируют в целом мульду сдвижения на земной поверхности при разработке пластов в синклинальных складках. Сдвиг пород по контактам напластований в пределах рассматриваемого «крыла» не происходит, если угол падения пород этого «крыла» меньше угла трения по контактам. При подработке осевых поверхностей синклинальных складок возрастают сдвиги пород по контактам и осевой поверхности, что может привести к образованию уступов в районе выхода осевой поверхности складки.

#### **VI.2.2. ОСНОВНЫЕ ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ХАРАКТЕР И ПАРАМЕТРЫ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ**

При разработке угольных месторождений учитываются следующие факторы, влияющие на параметры процесса сдвижения: вынимаемая мощность пласта, глубина горных разработок и угол падения пород, строение горного массива и физико-механические свойства пород, степень нарушенности массива горными выработками, взаимное расположение выработок в свите пластов, размеры выработанного пространства и целика угля (пород), оставленного под наносами, мощность наносов (рыхлых отложений).

*Вынимаемая мощность пластов  $t$  и глубина горных разработок  $H$*  оказывают наиболее существенное влияние на величины и характер процесса сдвижения. От вынимаемой мощности пласта в значительной мере зависят параметры различных зон, образующихся в массиве и на земной поверхности.

Все виды сдвижений и деформаций в подработанном массиве в той или иной степени пропорциональны вынимаемой мощности полезных ископаемых, которая является основным фактором при оценке высоты зоны обрушения, образовании воронок и провалов на земной поверхности, определении высоты зоны водопроводящих трещин, величин максимального оседания, горизонтальных сдвижений и деформаций земной поверхности.

Увеличение глубины горных разработок приводит к изменению характера процесса сдвижения. При небольших глубинах разработки в зону беспорядочного обрушения пород попадают значительные участки земной поверхности, а процесс сдвиге-

ния характеризуется большими скоростями и может происходить с образованием трещин, террас и значительных деформаций. Увеличение глубины горных разработок вызывает уменьшение максимальных деформаций земной поверхности и их скоростей, увеличение зоны влияния горной выработки, уменьшение трещин и существенных разрывов сплошности пород. В то же время, увеличение глубины разработки может способствовать микросдвигам по отдельным ослабленным контактам и образованию небольших трещин. Вместе с тем сосредоточенные деформации, вызванные влиянием слабых контактов, при большой глубине разработки прослеживаются более рельефно на фоне небольших сглаженных деформаций.

Зависимости угловых параметров процесса сдвижения от глубины разработки и вынимаемой мощности залежей полезных ископаемых четко не определены. В определенной мере граничные углы и углы сдвижения зависят от вынимаемой мощности полезных ископаемых  $m$  и глубины горных разработок  $H$ , однако изменения этих параметров при широком диапазоне значений  $m$  и  $H$  незначительны, за исключением граничных углов, определяемых по величинам оседаний земной поверхности  $\eta$ , равных 15—20 мм.

Граничные углы  $\delta_0$  на разрезах по простиранию, определяемые по оседаниям  $\eta$ , при больших глубинах разработки могут быть на 15—20° меньше, чем при глубинах разработки до 300 м.

*Строение и физико-механические свойства горных пород* оказывают значительное влияние на характер и параметры процесса сдвижения. При слабых или тонкослоистых породах процесс сдвижения имеет плавный характер; сдвижение горных пород происходит без значительных зависаний и разрывов сплошности. При тонкослоистых породах с хорошо выраженными контактами между различными слоями связь между основными угловыми параметрами  $\beta$ ,  $\beta_0$ ,  $\theta$ ,  $\psi_1$  и углом падения пласта достаточно высока. Увеличение угла падения до 60—65° приводит к пропорциональному уменьшению граничного угла  $\beta_0$ , угла сдвижения  $\beta$  и угла максимального оседания  $\theta$ ; максимальное оседание земной поверхности уменьшается пропорционально  $\cos \alpha$ , где  $\alpha$  — угол падения пород. Чем меньше расланцованы горные породы, тем меньше связь между углом падения пластов и угловыми параметрами процесса сдвижения. Так, например в Донецком угольном бассейне, где массив сложен тонкослоистыми породами, такая связь значительно выше, чем в Кизеловском угольном бассейне. Крепость массива пород и связанные с крепостью деформационные характеристики оказывают влияние на отдельные параметры процесса сдвижения. При увеличении крепости пород увеличиваются в свою очередь углы сдвижения по простиранию  $\delta$ , максимальные значения которых при крепких вмещающих породах (Кизеловский и До-

нецкий угольные бассейны) составляют  $\delta=85^\circ$ , а при слабых вмещающих породах (Подмосковный угольный бассейн)  $\delta=55^\circ$ . Аналогично изменяются граничные углы от  $\delta_0=70^\circ$  (Кизеловский, Донецкий бассейны) до  $\delta_0=45^\circ$  (Подмосковный угольный бассейн). Следует иметь в виду, что на величины параметров процесса сдвижения оказывают влияние не только крепость пород и мощность слагающих слоев, но и уровень действующих в массиве напряжений, который зависит от глубины горных разработок. Поэтому для оценки влияния структурных и прочностных характеристик массива на параметры процесса сдвижения правильнее использовать безразмерные относительные показатели  $\frac{\sigma_{сж}}{\gamma H}$  и  $\frac{h}{H}$ , где  $\sigma_{сж}$  — среднее весовое значение предела прочности горных пород при одноосном сжатии;  $H$  — глубина разработок;  $\gamma$  — среднее весовое значение объемного веса пород;  $h$  — средний размер структурных блоков (слоя), из которых состоит горный массив. Эти показатели могут быть использованы для классификации горных массивов по характеру процесса сдвижения.

Крепость массивов горных пород оказывает влияние на размеры выработанного пространства, при которых сдвижение горных пород распространяется до земной поверхности и наступает полная подработка. Для месторождений, сложенных слабыми породами, размер выработанного пространства, при котором сдвижение распространяется до земной поверхности, составляет  $D=0,1\div 0,2 H_{ср}$ , где  $H_{ср}$  — средняя глубина горных разработок. При крепких вмещающих породах  $D=0,3\div 0,4 H_{ср}$ .

Полное развитие процесса (полная подработка земной поверхности) при слабых породах наступает, когда размер очистной выработки составляет  $D=0,9\div 1,2 H_{ср}$ , при крепких породах — когда  $D=1,4\div 2 H_{ср}$ .

*Количество подработок горного массива очистными выработками* оказывает существенное влияние на величины и характер процесса сдвижения земной поверхности.

В тех случаях, когда горный массив неоднократно подрабатывался горными выработками в одном и разных пластах, говорят о многократной подработке горного массива. Многократная подработка вызывает уменьшение сцепления горных пород по контактам, что приводит к проявлению деформаций по этим контактам и образованию уступов в полумульдах по падению и восстанию пластов, сдвижению пород по плоскостям ослаблений, неравномерному распределению сдвижений и деформаций в мульде сдвижения. Многократная подработка может привести к изменению свойств горного массива; в ряде зон возникают пустоты, которые при последующей подработке другими выработками ликвидируются, вызывая активизацию процесса сдвижения на определенных участках.

Под активизацией процесса сдвижения толщи горных пород и земной поверхности понимают изменение характера и величин процесса сдвижения при разработке пласта смежными выработками или при повторных подработках по сравнению с характером и параметрами процесса сдвижения от одиночной выработки при первичной подработке.

При разработке свит пластов, вследствие активизации процесса сдвижения и необратимого изменения свойств горного массива, нарушается принцип сложения сдвижений и деформаций от каждой выработки как независимых составляющих, т. е. влияние каждой выработки становится неоднозначным в зависимости от очередности ее прохождения и положения относительно других ранее пройденных выработок. В простейших случаях активизация учитывается в методах расчета сдвижений и деформаций.

*Системы разработки и способ управления горным давлением, размеры выработанного пространства, скорость развития очистных работ* также оказывают влияние на величины сдвижений и деформаций земной поверхности, которые необходимо учитывать.

Системы разработки, при которых возможен перепуск пород по падению (например щитовые), способствуют образованию провалов на выходах пластов и уменьшению сдвижений пород висячем боку. Применение камерных систем разработки, систем с ограниченными размерами выработанного пространства и оставлением целиков полезных ископаемых приводит к уменьшению скоростей процесса сдвижения или длительному зависанию горных пород и полному прекращению их сдвижения на сроки, соответствующие периодам эксплуатации месторождения. В той или иной мере системы горных разработок оказывают влияние на отдельные параметры процесса сдвижения. Применение закладки выработанного пространства уменьшает сдвижения и деформации горных пород и земной поверхности. Вместо вынимаемой мощности пластов и залежей для прогноза сдвижений и деформаций горных пород и земной поверхности используют так называемую эффективную мощность пластов. Эффективной мощностью пластов (залежей) называется мощность, применяемая для оценки и расчета сдвижений и деформаций горных пород и земной поверхности. Эффективная мощность включает сближение (конвергенцию) пород до возведения закладки, расстояние от верха закладочного массива до кровли (полнота закладки) и величину уплотнения закладки под влиянием давления вмещающих пород. Величина эффективной мощности зависит от применяемых закладочных материалов, технологии горных и закладочных работ, скорости подвигания очистных забоев, свойств вмещающих пород и других факторов. Коэффициент усадки (уплотнения) закладки ра-



вен  $k=1-\frac{h}{h_0}$ , где  $h$  — высота закладочного массива после уплотнения;  $h_0$  — высота закладочного массива до уплотнения, зависящая от пористости и компрессионных свойств применяемого материала закладки, нагрузки на нее (глубины горных разработок) и времени. Коэффициенты усадки реальных закладочных материалов изменяются в пределах от единиц до нескольких десятков процентов.

Наиболее целесообразными системами горных работ, способствующими уменьшению деформаций земной поверхности в отдельных зонах, являются либо сплошная бесцеликовая выемка полезных ископаемых, создающая минимум участков на поверхности с концентрацией деформаций, либо система горных работ с оставлением регулярных ленточных целиков определенных размеров и ограничением размеров отдельных очистных выработок, которая препятствует полному развитию процесса сдвижения и уменьшает деформации земной поверхности в несколько раз. Недостатком последней системы является значительное увеличение потерь полезного ископаемого в недрах (до 40—50 %). Применение разнообразных систем разработки основано на характерных особенностях влияния размеров выработанного пространства на величины сдвижений и деформаций земной поверхности. Анализ результатов наблюдений за развитием процесса сдвижения показывает, что сдвижения земной поверхности при отношении размеров выработанного пространства к средней глубине горных разработок  $\frac{D}{H_{\text{ср}}} \leq 0,3$  не превышают 30—50 % от их максимальных значений при полной подработке, при  $\frac{D}{H_{\text{ср}}} = 0,3 \div 0,7$  они составляют 50—80 %, а когда  $\frac{D}{H_{\text{ср}}} > 0,7$ , величины сдвижений и деформаций составляют 80—100 %. На величины сдвижений и деформаций оказывают влияние как размеры выработанного пространства вкrest простирания, так и по простиранию пластов.

Очистные работы также оказывают влияние на величины сдвижений и деформаций земной поверхности, и прежде всего на их скорости, причем примерно пропорционально скоростям развития очистных работ возрастают скорости оседаний и деформаций земной поверхности. При больших скоростях развития процесса сдвижения меньше проявляются процессы ползучести в коренных породах и наносах (рыхлых отложениях, залегающих у поверхности), что приводит к концентрации деформаций земной поверхности на отдельных участках и образованию трещин. С другой стороны, увеличение скоростей протекания процесса сдвижения способствует сокращению периода опасных деформаций земной поверхности и сроков ремонта подрабаты-

ваемых объектов. Под периодом опасных деформаций земной поверхности понимается промежуток времени, в течение которого проявляется вредное влияние подземных разрывов на сооружения и природные объекты. Основным требованием к скорости развития горных работ под охраняемыми объектами является обеспечение возможности своевременного выполнения комплекса ремонтных работ охраняемых объектов.

*Мощность наносов* (слой рыхлых отложений, залегающий у земной поверхности) оказывает основное влияние на характер распределения и величины горизонтальных составляющих сдвижений и деформаций земной поверхности и уступов. В различных горно-геологических условиях наносы проявляются по-разному.

При небольших деформациях земной поверхности (до появления разрывов и трещин) наносы сглаживают неравномерные составляющие деформаций, которые возникают на контакте коренных пород и наносов под влиянием горных разработок. В этих условиях наносы приводят к уменьшению концентраций деформаций на выходах слабых контактов, сместителей дизъюнктивных нарушений и т. д. При увеличении деформаций коренных пород в наносах могут возникнуть недопустимые трещины, так как наносы увеличивают горизонтальные деформации земной поверхности в отдельных зонах при их изгибе. Изгиб наносов происходит в некоторой степени аналогично изгибу тонкой плиты (балки). При наклонном и крутом залегании пластов наносы определенным образом преобразуют распределение сдвижений и деформаций на контакте с коренными породами, которое имеет специфические особенности в полумульдах по падению и восстанию пород.

*Геологические нарушения* тоже действуют на характер и параметры процесса сдвижения, вызывая концентрации деформаций в районе выходов сместителей, изменение в отдельных случаях формы мульд сдвижения и ее положения относительно выработанного пространства. При подработке крутопадающих сместителей нарушений происходит сдвиг пород по плоскости сместителя, вследствие чего уменьшается длина полумульды и значительно возрастают все виды деформаций земной поверхности (см. рис. 119, а). То же можно сказать о деформировании земной поверхности в районе выхода согласнопadaющего нарушения с образованием трещин и уступов (см. рис. 119, б).

Приведем случаи подработки сместителей дизъюнктивных нарушений, когда происходит увеличение или изменение размеров мульды сдвижения на земной поверхности. Если точка пересечения сместителя нарушения располагается в полумульде по восстанию пласта  $L_2$  (в породах висячего бока), то подработка сместителя нарушения может вызвать увеличение размеров зоны опасного влияния за счет сползания клина пород

2—4—5 по плоскости сместителя нарушения и контакту пласта с вмещающими породами висячего бока (рис. 121, а). При расположении сместителя нарушения в подстилающих породах (рис. 121, б) и подсечении его горными работами аналогичное увеличение размеров мульды сдвижения может произойти вследствие сползания подстилающих пород по плоскости сместителя 5—2 и плоскости пласта 5—4.

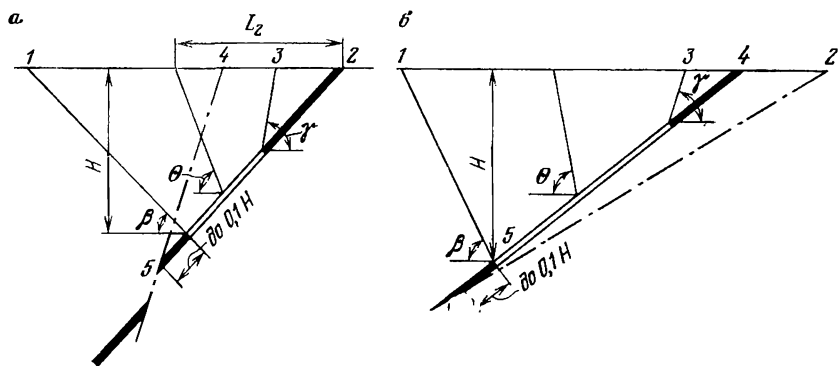


Рис. 1.21. Схема определения границ зон опасного влияния при наличии тектонических нарушений:

1—2 — зона опасного влияния с учетом нарушения; 1—3 — зона опасного влияния без учета нарушения

## VI.3. МЕТОДЫ ИЗУЧЕНИЯ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ

### VI.3.1. НАБЛЮДЕНИЯ НА МЕСТНОСТИ

Основными методами изучения процесса сдвижения горных пород и земной поверхности являются:

- 1) наблюдения на местности за сдвижением горных массивов;
- 2) наблюдения на местности за сдвижением земной поверхности;
- 3) лабораторные исследования процесса сдвижения горных пород и земной поверхности на физических моделях.
- 4) аналитические исследования процесса сдвижения горных пород и земной поверхности на математических моделях.

Наблюдения на местности за сдвижением горных пород и земной поверхности проводятся в СССР, начиная с 30-х годов. Большую роль в организации и проведении наблюдений сыграло создание Центрального научно-исследовательского маркшейдерского бюро (ЦНИМб) под руководством проф. И. М. Бахурина, которое в 1945 г. было переименовано во Всесоюзный научно-исследовательский маркшейдерский институт (ВНИМИ).

В результате проведенных наблюдений, их анализа и обобщения был составлен ряд нормативных документов, регламентирующих нормы охраны сооружений и природных объектов на угольных и рудных месторождениях.

Большой вклад в организацию наблюдений и развитие науки о сдвигении горных пород и земной поверхности внесли проф. С. Г. Авершин и проф. Д. А. Казаковский.

В настоящее время нормы охраны объектов на угольных месторождениях регламентируются Правилами охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях, составленными ВНИМИ. На рудных месторождениях действуют несколько нормативных документов для отдельных районов.

Лабораторные исследования процесса сдвигения на физических моделях в СССР стали развиваться, также начиная с 30-х годов. Был разработан метод центробежного моделирования акад. Н. Н. Давиденковым и проф. Г. И. Покровским; проф. Г. Н. Кузнецов разработал метод моделирования геомеханических процессов на моделях из эквивалентных материалов, который впоследствии нашел широкое применение при изучении процесса сдвигения горных пород и земной поверхности.

Аналитические исследования процесса сдвигения в СССР стали широко проводиться проф. С. Г. Авершиным, который установил основные свойства кривых сдвижений и деформаций и зависимость между горизонтальными сдвигениями и наклонами земной поверхности при пологом залегании пластов. Впоследствии это было обобщено для случаев наклонного и крутого залегания канд. техн. наук С. П. Колбенковым.

Важным элементом теории процесса сдвигения является характер деформирования отдельных слоев в толще пород и вблизи земной поверхности (характер деформирования наносов).

Основой развития современных методов прогноза сдвижений и деформаций земной поверхности под влиянием подземных горных разработок являются данные, полученные с помощью наблюдений на местности.

Наблюдения за сдвижением горных пород и земной поверхности проводят на специальных наблюдательных станциях. Наблюдательной станцией называется система наблюдательных пунктов (реперов), которые закладываются по профильным линиям на земной поверхности или в толще горных пород. При проведении наблюдений на земной поверхности в зависимости от поставленных задач различают типовые и специальные наблюдательные станции. Типовые наблюдательные станции предназначаются для определения основных параметров процесса сдвигения при разработке отдельных пла-

стов и свит, а также при распределении сдвижений и деформаций в зоне влияния. Специальные наблюдательные станции служат для изучения характера сдвижений и деформаций при подработке сместителей дизъюнктивных нарушений или осевых поверхностей складок, для оценки влияния слабых контактов, при образовании прямых и обратных уступов, при разработках свит пластов, для установления взаимосвязи деформаций грунта (основания) и сооружения, для определения влияния горных разработок на изменения фильтрационных свойств горных пород, при оценке устойчивости обнажений, определении эффективной мощности пластов при закладке выработанного пространства, для определения сдвижений и деформаций голши горных пород и их взаимодействия с подрабатываемыми горными выработками (например вертикальными шахтными стволами).

По срокам службы различают:

1) долговременные наблюдательные станции, предназначенные для определения параметров процесса сдвижения в условиях разработки свит пластов на одном или нескольких горизонтах или нескольких рудных тел. Срок службы долговременной наблюдательной станции более трех лет;

2) рядовые наблюдательные станции для определения основных параметров процесса сдвижения при ведении горных работ, как правило, в одном-двух пластах на одном горизонте. Срок службы рядовых наблюдательных станций менее трех лет.

Закладка наблюдательных станций и наблюдения за сдвижением горных пород и земной поверхности производятся по заранее составленному проекту.

Проект наблюдательной станции должен включать графическую часть и пояснительную записку. Графическая часть представляет собой совмещенный план наблюдательной станции в масштабе 1:500—1:5000 с рельефом поверхности, положением пройденных и проектируемых горных выработок и намечаемых к подработке объектов, выходам дизъюнктивных нарушений, осевых поверхностей складок (при проектировании разработки свиты пластов должны быть приложены совмещенные планы горных выработок по каждому пласту). Геологические разрезы по профильным линиям должны содержать положения ранее пройденных и намеченных к разработке выработок, вынимаемые мощности пластов, наличие мощных моноклитных и слабых пород в массиве, геологические нарушения. Графическая часть также содержит рекомендуемые конструкции рабочих, опорных и исходных реперов.

В пояснительной записке к проекту наблюдательной станции дают краткую горно-техническую и геологическую характеристики участка, обосновывают конструкцию реперов, расстоя-

ния между ними, длины профильных линий, их положение на местности. Дается также выбор методики наблюдений, исходя из требуемой точности определения положения реперов в вертикальной и горизонтальной плоскостях и точности определения деформаций земной поверхности, определяется периодичность наблюдений.

Конструкция типовой наблюдательной станции выбирается в зависимости от поставленных задач и горно-геологической обстановки. Обычно типовая наблюдательная станция состоит из одной-двух профильных линий реперов, располагаемых вкрест простирания, и одной профильной линии, располагаемой по простиранию пласта. Длины профильных линий рядовых и долговременных наблюдательных станций определяют следующим образом. При углах падения пластов до  $25^\circ$  от проектируемых границ выработок на разрезе вкрест простирания проводятся линии до контакта с наносами под углами  $\beta - \Delta\beta$  у нижней границы выработки,  $\gamma - \Delta\gamma$  у верхней границы выработки и далее от контакта коренных пород с наносами до земной поверхности под углом  $\varphi_0$  (рис. 122). На разрезе по простиранию длина профильной линии определяется следующим образом. От границы временной или постоянной остановки забоя (например у границы предохранительного целика, границы шахтного поля и т. п.) проводят линии под углом  $45^\circ$  в коренных породах над намеченным к разработке участком пласта и под углом  $\delta - \Delta\delta$  над целиком до контакта с коренными породами, далее под углом  $\varphi_0$  в наносах до пересечения с земной поверхностью (точка  $O_1$ ). Границу профильной линии над намеченным к разработке участком пласта находят на расстоянии  $b + 0,5 H_{cp}$  от полученной точки  $O_1$ , где  $b$  — расстояние между профильными линиями на разрезе вкрест простирания;  $H_{cp}$  — средняя глубина горных разработок.

При определении длин профильных линий используют углы сдвига  $\beta$ ,  $\gamma$  и  $\delta$  у нижней и верхней границ выработок на разрезе вкрест простирания и по простиранию. Приведем значения величин  $\Delta\beta = 20^\circ - 0,15 \alpha$ ,  $\Delta\delta = \Delta\gamma = 20^\circ$ , где  $\alpha$  — угол падения пластов.

Полученные точки на земной поверхности характеризуют границы рабочих частей профильных линий. На расстоянии 30—50 м от этих границ закладываются по одному-два опорных репера, расстояния между которыми принимают равными 30—50 м. Профильные линии вкрест простирания и по простиранию пластов располагают в главных сечениях мульды сдвига. Для определения положения главных сечений мульды на разрезе вкрест простирания и по простиранию находят точки  $O_1$  и  $O_2$ . Расстояние  $b$  принимают равным 30—50 м. Профильные линии вкрест простирания пластов должны проходить на местности через найденные точки  $O_1$  и  $O_2$ . Положение про-

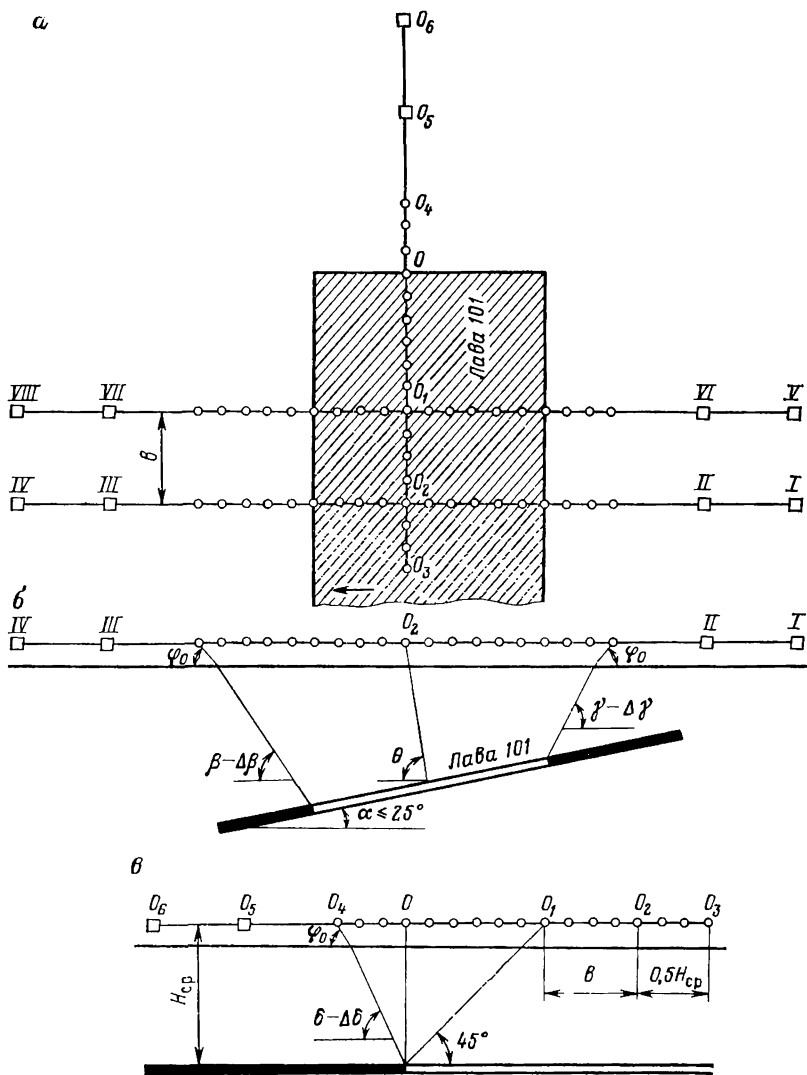


Рис. 122. Наблюдательная станция при угле падения пласта до  $25^\circ$ :  
*a* — план; *б* — разрез вкрест простирания; *в* — разрез по простиранию.

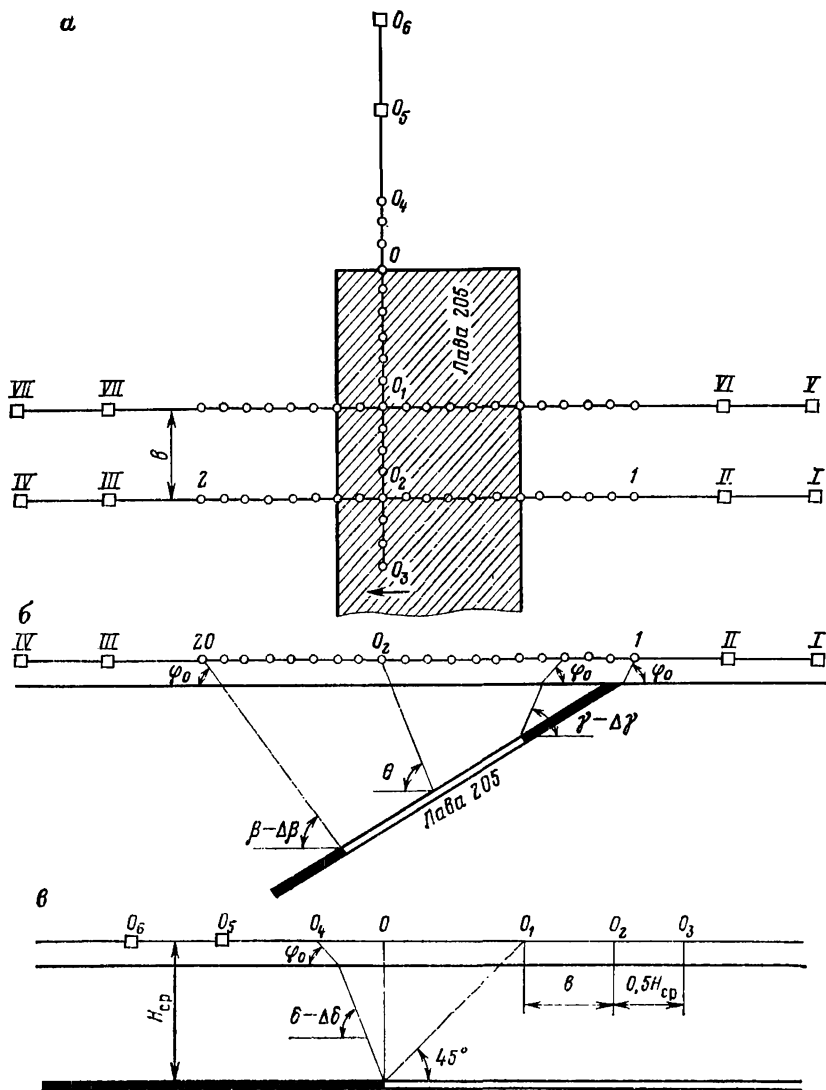


Рис. 123. Наблюдательная станция при угле падения пластов в диапазоне от 25 до 45°:

а — план; б — разрез вкрест простирания; в — разрез по простиранию



фильной линии по простиранию определяется на разрезе вкрест простирания пласта. Эта линия должна проходить через точку максимального оседания земной поверхности или плоское дно мульды сдвижения. Опорные реперы профильной линии по простиранию закладываются над целиком вне зоны влияния горной выработки (точки  $O_5, O_6$ ).

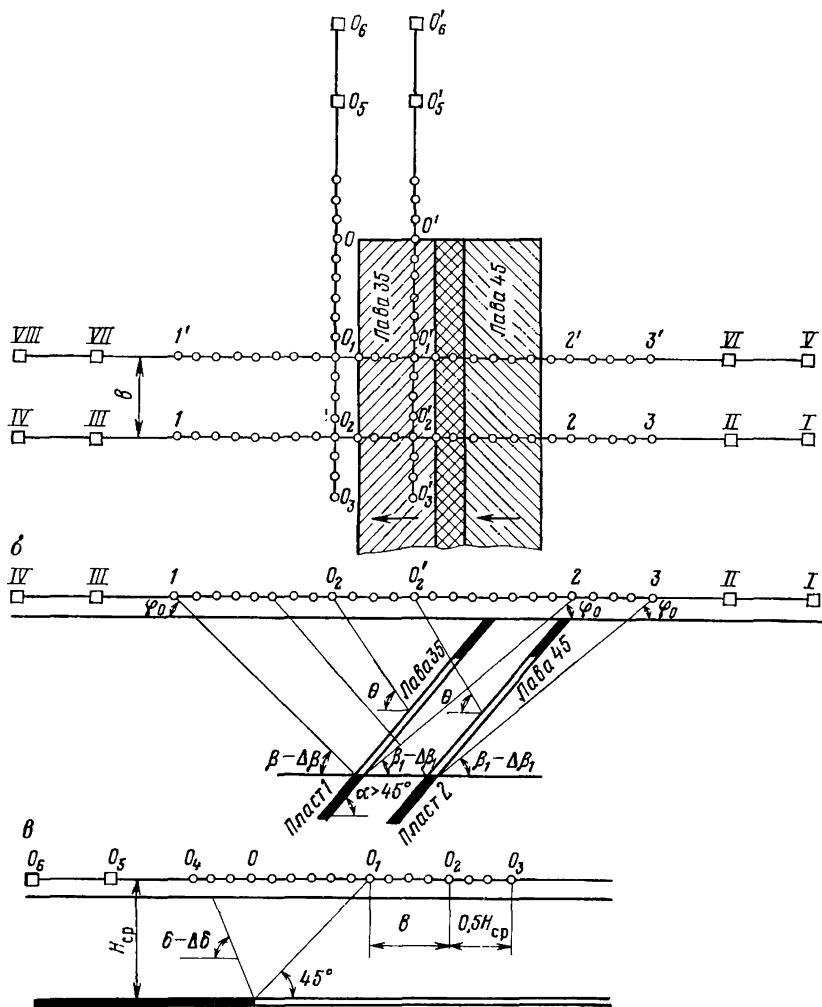


Рис. 124. Наблюдательная станция при угле падения пластов более  $45^\circ$ :  
 а — план; б — разрез вкрест простирания; в — разрез по простиранию; 1—2 — длина профильной линии вкрест простирания от выработки в одном пласте; 1—3 — то же в двух пластах

При углах падения пластов от 25 до 45° длины профильных линий на разрезе вкрест простирания определяют с учетом зоны возможных подвижек пород по контактам напластований со стороны восстания.

Для определения границ рабочей части профильной линии на разрезе вкрест простирания от точки пересечения почвы пласта с контактом наносов проводят линию под углом  $\phi_0$ . Точка пересечения этой линии с земной поверхностью определяет границу рабочей части профильной линии со стороны восстания пласта (рис. 123). Границы рабочей части профильной линии по простиранию определяются аналогично, как и при углах падения  $\alpha$  до 25°. Профильные линии по простиранию и вкрест простирания пластов располагаются в главных сечениях мульды сдвижения. Опорные реперы находятся вне зоны влияния горных выработок на расстоянии не менее 30—50 м от крайних рабочих реперов. Опорные реперы обозначены римскими цифрами.

При углах падения пластов  $\alpha > 45^\circ$  (рис. 124) граница профильной линии со стороны восстания пласта располагается в породах лежащего бока. Для определения границы рабочей части профильной линии в породах лежащего бока от нижней границы выработки под углом  $\beta_1 - \Delta\beta_1$  к горизонту проводится линия до пересечения с контактом коренных пород и наносов и далее под углом  $\phi_0$  до пересечения с земной поверхностью.

Профильные линии по простиранию пласта располагают в главных сечениях мульды сдвижения по простиранию, определяемых углами максимального оседания  $\theta$ . При разработке нескольких пластов профильные линии по простиранию находятся на участке между точками, которые определяют положение главных сечений мульды сдвижения по простиранию от верхнего и нижнего пластов свиты.

У концов рабочих частей профильных линий закладывают по 2—4 опорных репера на расстояниях не меньше, чем 30—50 м.

Расстояния между рабочими реперами профильных линий выбирают в зависимости от поставленных задач и глубины горных разработок. Обычно эти расстояния составляют  $l=5$  м при глубинах разработок до 100 м,  $l=10$  м при глубинах горных разработок  $H=100—300$  м и  $l=20$  м при глубинах разработок  $H > 300$  м.

Для определения координат опорных и рабочих реперов наблюдательных станций используют исходные реперы, в качестве которых могут служить пункты государственной геодезической сети.

Основными требованиями к конструкциям реперов являются незначительная их подверженность сезонным промерзаниям и пучениям грунтов, простота конструкции, удобство в работе.

В качестве таких реперов обычно используют металлические стержни, отрезки рельс, верх которых затачивают в виде полушеры, в центре которой просверливают отверстие диаметром 1—2 мм и глубиной 5—10 мм. По принципу закладки и закрепления реперов выделяют два основных типа: бетонированный (рис. 125, а) и забивной (рис. 125, б).

Бетонированные реперы устанавливаются в скважины диаметром 100—200 мм. Бетонируемая часть репера должна располагаться на 500—700 мм ниже глубины промерзания грунта  $h_{п}$ . Глубина промерзания грунта  $h_{п}$  практически всегда известна для каждой климатической зоны.

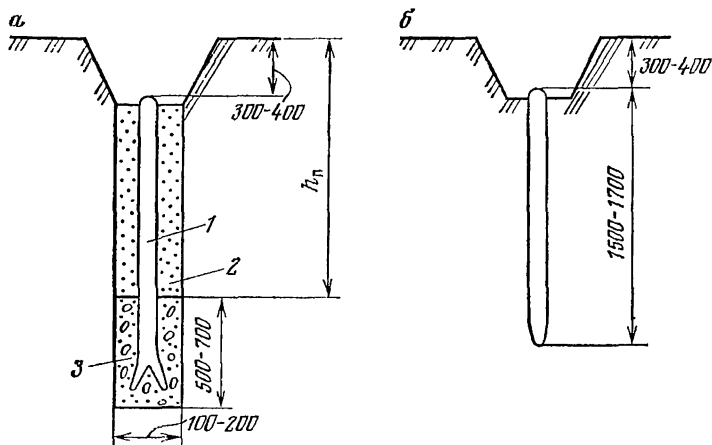


Рис. 125. Конструкции грунтовых реперов:  
1 — металлический стержень; 2 — засыпка; 3 — бетон

Забивные реперы закладываются через мягкую прокладку на глубину 1,5—1,7 м. Бетонированные и забивные реперы могут быть двух типов: заглубленные и незаглубленные. Головка заглубленного репера располагается на глубине 300—400 мм от земной поверхности. Реперы такого типа лучше сохраняются в течение длительного времени.

При особых горно-геологических условиях (например, при сложном и нарушенном залегании пород), либо когда требуется получить данные наблюдений для решения каких-либо специальных задач, закладываются специальные наблюдательные станции. На такой станции (рис. 126), наряду с обычными профильными линиями, на участке выхода сместителя нарушения закладываются короткие профильные линии по направлению, совпадающему в плане с направлением падения сместителя нарушения. Длина этих профильных линий в тысячем и

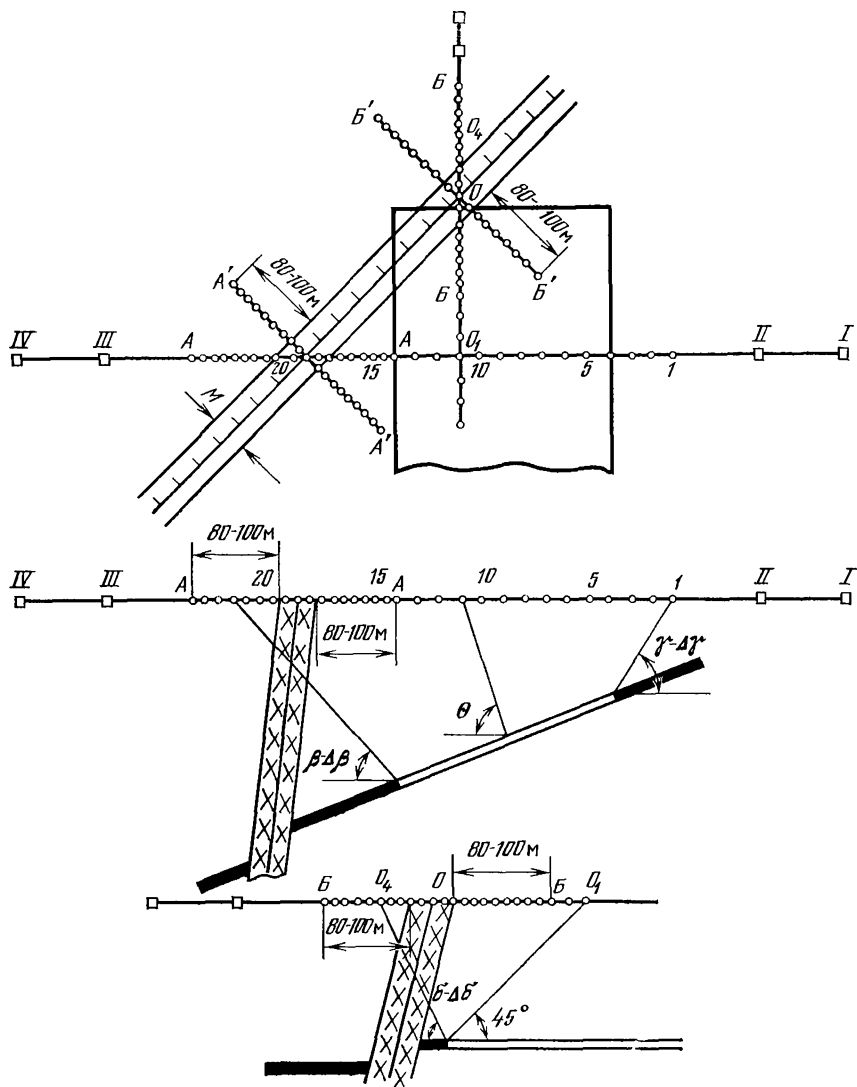


Рис. 126. Специальная наблюдательная станция при нарушенном залегании пород;

AA и BB — зоны сгущения реперов на профильных линиях вкост и по простиранию пластов; A'A' и B'B' — дополнительные профильные линии

лежащем «крыльях» сместителя нарушения составляет 80—100 м. Расстояния между реперами на профильных линиях уменьшаются до 5—10 м независимо от глубины разработки.

Размеры рабочих частей профильных линий вкост простирания и по простиранию пластов при необходимости увеличиваются таким образом, чтобы крайние рабочие реперы находились на расстоянии 80—100 м от выхода сместителя нарушения.

Специальные наблюдательные станции состоят из системы ственных и грунтовых реперов. Стенные реперы закладываются по всему периметру здания через равные расстояния, соответствующие расстояниям между грунтовыми реперами. Обычно расстояния между ственными реперами принимают равными 6—12 м. На каждой стороне бескаркасного здания должно быть не менее трех реперов, причем закладываются они в колонны. Если здание разделено деформационными швами на отдельные отсеки, то ственные реперы располагаются попарно по обе стороны от деформационного шва. Конструкция ственных реперов должна быть надежной и обеспечивать удобство наблюдений.

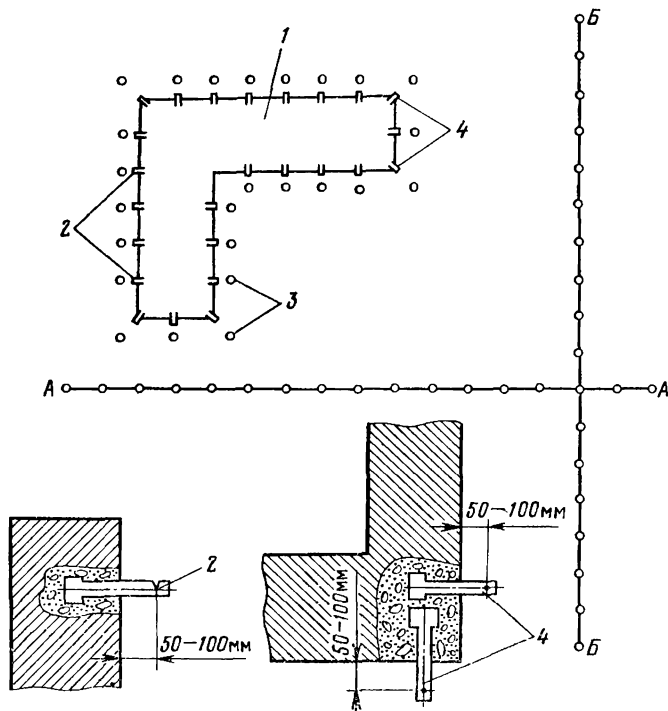


Рис. 127. Специальная наблюдательная станция по наблюдениям за деформированием здания:

1 — здание; 2 — ственные реперы; 3 — грунтовые реперы; 4 — угловые ственные реперы; АА, ВВ — профильные линии грунтовых реперов

Напротив каждого стенового репера на расстоянии 1,5—2,0 м закладываются грунтовые реперы (рис. 127). На участках здания, имеющих усиления конструкции (на участках ожидаемого деформирования, например на выходах сместителей дисъюнктивных нарушений, слабых контактов и т. д.), расстояния между реперами могут быть уменьшены. Для измерения ширины трещин устанавливаются маяки из гипса. Кроме того, измерение может быть выполнено методами фотофиксации.

При подработке железнодорожных путей проводятся наблюдения за оседанием железнодорожного полотна; определяются горизонтальные деформации пути; контролируются величины стыковых зазоров.

Для измерения деформаций подземных стальных трубопроводов в специальных колодцах используют металлические пластинки, которые закрепляют по обе стороны от стыковых соединений. Измерения выполняют компарированными мессурами (индикаторами часового типа) с точностью отсчитывания 0,01 мм.

Результаты наблюдений за деформациями стальных трубопроводов могут использоваться для определения напряжений в стенках трубопровода по формуле

$$\sigma = E \left( \frac{\Delta l}{l} \pm \alpha_t \Delta t \right), \quad (\text{VI.3.1})$$

где  $\Delta l$  — измеренное изменение расстояния между пластинками на трубе;  $l$  — длина базы;  $\alpha_t$  — коэффициент линейного расширения стали, равный  $1,2 \cdot 10^{-5}$ ;  $\Delta t$  — изменение температуры трубы по сравнению с начальным наблюдением.

Наблюдения на секционных трубопроводах заключаются в измерении подвижек стыковых соединений и проверке компенсационной способности стыков.

Наблюдения за самотечными трубопроводами сводятся к определению их уклонов.

Маркшейдерские наблюдения на наблюдательных станциях за движением земной поверхности и подрабатываемыми объектами должны обеспечивать получение координат реперов наблюдательных станций, либо деформаций с заданной точностью. Обычно считается, что при длительных наблюдениях за движением земной поверхности точность определения наклонов и горизонтальных деформаций при расстояниях между реперами  $l=20$  м должна составлять  $(0,2 \div 0,3) \cdot 10^{-3}$ .

Перед началом измерений на наблюдательных станциях должна быть выполнена привязка опорных реперов. Привязку (определение координат  $X, Y, Z$ ) можно производить с помощью теодолитных ходов, имеющих линейную невязку не более  $1 : 2000$  и угловую невязку  $f \leq \pm 1' \sqrt{n}$ , где  $n$  — число углов хода.

Высотную привязку исходных и опорных реперов производят с помощью нивелирования III—IV классов. Невязка в превышениях между прямым и обратным ходом не должна превышать  $\Delta h = \pm 15 \text{ мм} \sqrt{L}$ , где  $L$  — длина хода, км. При привязке специальных наблюдательных станций разница в превышениях между прямым и обратным ходом не должна быть больше  $\Delta h = \pm 10 \text{ мм} \sqrt{L}$ .

Полная серия наблюдений на наблюдательных станциях включает:

- 1) определение высотных отметок реперов (нивелирование);
- 2) определение расстояний между реперами;
- 3) съемку трещин, воронок и провалов.

Нивелирование реперов типовых наблюдательных станций производится из середины между связующими реперами с расстояниями до 75 м. Неравенство расстояний от нивелира до каждой рейки не должно превышать 2 м. Наблюдения желательно выполнять в следующем порядке:

— последовательно снимают отсчеты по черной (основной) шкале задней и передней реек;

— далее берут отсчеты по дополнительной шкале передней и задней реек;

— затем производят отсчеты по двум шкалам рейки, устанавливаемой последовательно на промежуточные реперы;

— и в заключении — контрольный отсчет по черной (основной) шкале передней рейки.

Расхождения в превышениях между соседними реперами, полученные по основным и дополнительным шкалам, не должны превышать 3 мм, а общая невязка в превышениях должна удовлетворять условию  $\Delta h \leq \pm 15 \text{ мм} \sqrt{L}$ ,  $L$  — длина хода в одном направлении.

При проведении наблюдений на специальных наблюдательных станциях с небольшими расстояниями между реперами необходимо существенно повысить точность определения превышений. Для этих целей операции выполняют в той же последовательности как и на типовых наблюдательных станциях, однако отсчеты по основной шкале реек берут по трем нитям, либо для повышения точности отсчитывания используют специальные нивелиры с плоскопараллельной пластинкой. Невязка в превышениях полигонов и ходов должна удовлетворять условию  $\Delta h \leq \pm 10 \text{ мм} \sqrt{L}$ . Обычно применяют нивелиры с увеличением трубы не менее  $30\times$  и ценой деления уровня не более  $15''$  на 2 мм хода. Используются также нивелиры с самоустанавливающейся линией визирования и трехметровые двухсторонние рейки со сферическими уровнями с ценой деления  $0,5\text{—}1'$  на 2 мм хода.

Нивелирование наблюдательной станции должно выпол-

няться в короткие сроки, особенно в период опасных деформаций земной поверхности. При расположении наблюдательной станции на склоне или пересеченной местности с углами наклона более  $10^\circ$  для определения высотных отметок реперов допускается применение тригонометрического нивелирования. При тригонометрическом нивелировании погрешность измерения вертикальных углов не должна превышать  $5''$ , а погрешность измерения расстояния должна быть не ниже  $1 : 10\,000$ . Расстояния между реперами при тригонометрическом нивелировании измеряют стальными компарированными рулетками, либо светодоальномерами.

При измерении расстояний между реперами на типовых и специальных наблюдательных станциях используют стальные компарированные рулетки длиной  $30\text{--}50$  м. Расстояния измеряют с постоянным натяжением  $98$  Н с помощью динамометра. Измерение температуры выполняют с точностью до  $1^\circ$ . Вынос центров реперов скрытого (заглубленного) типа осуществляют с помощью механических отвесов конструкции ВНИМИ, типа ОЖ-3 (рис. 128).

При измерении расстояний стальными компарированными рулетками берут по три отсчета по концам рулетки, смещая ее каждый раз на  $1\text{--}2$  см и поворачивая одновременно стержни жестких отвесов на  $180^\circ$ . Разница в расстояниях, определенных при различных положениях полотна рулетки, не должна превышать  $2\text{--}3$  мм. Расстояния между реперами измеряются в прямом и обратном направлениях. Расхождение между ними из прямого и обратного хода (между опорными реперами, расположенными на противоположных концах профильной линии), не должно превышать  $1 : 10\,000$  длины профильной линии. Если на специальных наблюдательных станциях расстояния между реперами меньше  $20$  м, то следует дополнительно измерять расстояния между этими реперами. В таких случаях необходимо контролировать отклонение от створа промежуточных реперов

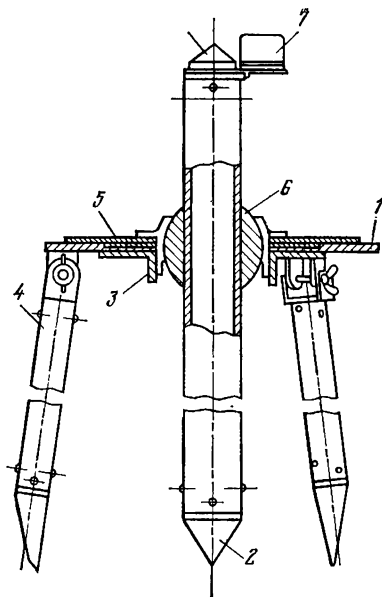


Рис. 128. Механический отвес ОЖ-3:  
1 — основание отвеса; 2 — центрировочный стержень; 3 — зажим; 4 — ножки штатива; 5 — крышка; 6 — сферический шарнир; 7 — круглый уровень



с помощью рулетки, натянутой между крайними реперами, и линейки.

Для контроля качества измерения длин профильных линий рекомендуется использовать светодальномеры типа МСД1М. Как правило, измеряются участки профильных линий длиной  $0,2 H_{ср}$ , но не менее 50 м. Для приведения длины линии к горизонту на каждой стоянке определяют высоту установки светодальномера и отражателя. Измерения по профильной линии производят дважды в прямом и обратном направлениях; расхождения не должны превышать  $m = \pm 5 \text{ мм} \sqrt{n}$ , где  $n$  — количество измеряемых отрезков.

Начальная серия наблюдений на наблюдательной станции выполняется дважды, в качестве исходных данных принимаются средние значения высотных отметок и длин, полученных из двух независимых серий наблюдений.

Время проведения наблюдений выбирают в зависимости от поставленных задач. Если необходимо знать параметры процесса сдвижения при законченном процессе сдвижения, то наблюдения проводят после окончания процесса сдвижения. Общую продолжительность процесса сдвижения определяют в соответствии с работой [9]. Если надо получить дополнительные данные, период общей продолжительности процесса или период опасных деформаций делят на несколько стадий, соответствующих характерным особенностям развития горных работ, и проводят серии наблюдений после окончания каждой характерной стадии. Одновременно фиксируют появление всех трещин, провалов, уступов на земной поверхности и в подрабатываемых объектах.

Период между наблюдениями может быть уменьшен (скорректирован) в зависимости от появления трещин в подрабатываемых объектах или при возникновении каких-либо других ранее не предусмотренных явлений.

Одновременно с проведением наблюдений наносят на планы горных работ фактические положения всех очистных выработок с датами их проходки по месяцам, оставляемые целики, качество и полноту закладки; собирают сведения о горно-геологической характеристике толщи горных пород, структурных особенностях массива, об элементах залегания дизъюнктивных нарушений и мощности зоны дробления; определяют мощность рыхлых отложений и др. Записи результатов наблюдений ведут в специальных журналах. Камеральная обработка результатов наблюдений состоит из следующих операций:

- 1) проверка полевых журналов;
- 2) обработка результатов наблюдений по привязке исходных и опорных реперов (вычисление координат  $X$ ,  $Y$ ,  $Z$  и их уравнение);

3) вычисление и уравнивание высотных отметок рабочих реперов наблюдательной станции;

4) обработка измеренных длин, приведение измеренных расстояний между рабочими реперами к горизонту и уравнивание горизонтальных расстояний.

Если на наблюдательной станции независимо и непосредственно измерить расстояния длиной 5, 10, 20 м и расстояние длиной 0,2  $H_{ср}$ , то можно произвести простейшее уравнивание;

5) вычисление оседаний, горизонтальных сдвижений, горизонтальных деформаций, наклонов, кривизны, которые записываются в специальные ведомости. Если на специальных наблюдательных станциях определялись отметки реперов, отстоящих друг от друга на расстоянии 5, 10, 20 м, а также независимо измерялись расстояния между реперами, то наклоны, кривизну и горизонтальные деформации вычисляют отдельно для этих расстояний;

6) построение графиков сдвижений и деформаций по каждой профильной линии, определение основных параметров процесса сдвижения, характера распределения сдвижений и деформаций в мульде, максимальных сдвижений и деформаций, общей продолжительности процесса сдвижения, периода опасных деформаций;

7) составление отчета о проведенных наблюдениях.

Обработка результатов наблюдений может выполняться с помощью ЭВМ с использованием специальных программ автоматизации вычислений.

При обработке материалов наблюдений величины сдвижений и деформаций (рис. 129) целесообразно вычислять по формулам:

а) оседание

$$\eta = H_0 - H_n, \quad (\text{VI.3.2})$$

где  $H_0$  — высотная отметка репера из начальной серии наблюдений;  $H_n$  — высотная отметка репера в данной серии наблюдений;

б) наклоны

$$i = \frac{\eta_n - \eta_{n-1}}{l_{n, n-1}}, \quad (\text{VI.3.3})$$

где  $\eta_n$  — величина оседания  $n$ -го репера;  $\eta_{n-1}$  — величина оседания  $(n-1)$ -го репера;  $l_{n, n-1}$  — горизонтальное расстояние между  $n$ -ым и  $(n-1)$ -ым реперами;

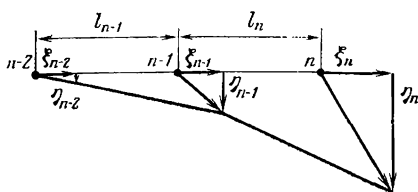


Рис. 129. Схема вычисления деформаций по профильной линии

в) кривизна

$$K = \frac{i_n - i_{n-1}}{l_{cp}} = \frac{\eta_n - 2\eta_{n-1} + \eta_{n-2}}{l_{cp}^2}, \quad (\text{VI.3.4})$$

где  $i$  — наклон  $n$ -го интервала;  $i_{n-1}$  — наклон соседнего ( $n-1$ )-го интервала;  $l_{cp}$  — средняя длина интервалов  $l_n$  и  $l_{n-1}$ . Радиус кривизны определяется из выражения  $R = \frac{1}{K}$  и выражается в километрах;

г) горизонтальные сдвигения

$$\xi = D'_n - D_n^0, \quad (\text{VI.3.5})$$

где  $D'_n$  — расстояние от опорного репера до репера  $n$  в данной серии наблюдений;  $D_n^0$  — расстояние от опорного репера до репера  $n$  в начальной серии наблюдений;

д) горизонтальные деформации

$$\varepsilon = \frac{l'_{n, n-1} - l^0_{n, n-1}}{l^0_{n, n-1}}, \quad (\text{VI.3.6})$$

где  $l'_{n, n-1}$  — горизонтальная проекция расстояния между реперами  $n$  и  $n-1$  в данной серии наблюдений;  $l^0_{n, n-1}$  — то же в начальной серии наблюдений.

В тех случаях, когда на специальных наблюдательных станциях измеряются только расстояния между реперами, расположенными друг от друга на расстояниях  $l \approx 5$  м или  $l \approx 10$  м, пересчет на горизонтальным деформациям интервалов длиной  $l \approx 20$  м выполняется по формуле

$$\varepsilon_{20} = \frac{\Sigma l'_5 - \Sigma l_5}{\Sigma l_5}, \quad (\text{VI.3.7})$$

где  $\Sigma l'_5$  — сумма приведенных к горизонту интервалов длиной  $l \approx 5$  м, составляющих рассматриваемый интервал длиной  $l \approx 20$  м в данной серии наблюдений;  $\Sigma l_5$  — то же в начальной серии наблюдений.

Наклоны интервалов вычисляются исходя из оседаний реперов, расположенных на расстояниях  $l \approx 20$  м, т. е.

$$i_{20} = \frac{\eta_n - \eta_{n-1}}{l_{n, n-1}}, \quad (\text{VI.3.8})$$

где  $\eta_n$  — оседание  $n$ -го репера;  $\eta_{n-1}$  — оседание ( $n-1$ )-го репера, отстоящего на расстоянии  $l \approx 20$  м от репера  $n$ ;  $l_{n, n-1}$  — горизонтальная проекция расстояния между реперами  $n$  и  $n-1$ .

Кривизна земной поверхности при расстоянии между пунктами наблюдений  $l \approx 20$  м рассчитывается по следующей формуле

$$K = \frac{i_n - i_{n-1}}{l_{i, i-1}}, \quad (\text{VI.3.9})$$

где  $i_n$  и  $i_{n-1}$  — наклоны интервалов  $l_n$  и  $l_{n-1}$ ;  $l_{i, i-1}$  — горизонтальная проекция расстояния между серединами указанных интервалов.

По результатам вычисления составляются ведомости сдвижений и деформаций и строятся их графики (рис. 130). В качестве примера приведем данные о расчетах оседаний  $\eta$ , горизонтальных сдвижений  $\xi$ , наклонов  $i$ , кривизны  $K$  и горизонтальных деформаций  $\epsilon$  (табл. 17).

Таблица 17

Ведомость вычисления сдвижений и деформаций

№ № п/п	1-я серия наблюдений		2-я серия наблюдений		$\eta$ , мм	$\xi$ , мм	$i$ , $10^{-3}$	$K$ , $10^{-3}$	$\epsilon$ , $10^{-3}$
	Отметка, м	Длина интервала, м	Отметка, м	Длина интервала, м					
1	196,401		196,397		4	0			
3	196,269	19,971	196,242	19,987	27	16	1,1	0,13	0,8
5	195,945	20,083	195,843	20,115	102	48	3,70	0,24	1,6
6	195,711	14,936	195,491	14,967	220	79	7,90	0,15	2,1
7	195,415	20,067	194,982	20,139	433	151	10,60	0,07	3,6
8	195,391	19,983	194,716	19,954	675	122	12,1	-0,31	-1,45
9	195,721	19,893	194,928	19,814	793	43	5,93	-0,21	-4,0
10	195,722	15,014	194,896	14,951	826	-20	2,20	-0,39	-4,2
11	195,750	14,977	194,979	14,907	771	-90	-3,7	-0,65	-3,3
13	195,844	20,024	195,375	19,99	469	-124	-15,1	-0,08	-1,7
15	195,915	19,969	195,480	20,039	135	-54	-16,7	0,58	3,5
17	195,703	20,000	195,668	20,016	35	-38	-5,0	0,25	0,8
18	195,881	10,016	195,858	10,024	23	-30	-1,2	0,03	0,8
19	196,093	20,015	196,085	20,024	8	-31	-0,7	0,03	0,4
20	196,255	19,973	196,247	19,975	8	-19	0		0,1

Графики сдвижений и деформаций по профильным линиям обычно совмещаются с геологическим разрезом, на который наносится ранее пройденные и намеченные к обработке участки пластов, а также состав покрывающих пород. Графики построены в принятых масштабах изображения. Соединяя точки с критическими значениями ( $\epsilon = 2 \cdot 10^{-3}$ ;  $i = 4 \cdot 10^{-3}$ ;  $K = 0,2 \times 10^{-3}$  1/м) и границы выработанного пространства, получают значения углов сдвижения  $\beta = 76^\circ$ ;  $\gamma = 74^\circ$ . Соединяя на графиках точки, в которых горизонтальные деформации растяжения и наклоны  $\epsilon = i = 0,5 \cdot 10^{-3}$ , с границами выработанного пространства, получают значения граничных углов  $\gamma_0 = 61^\circ$ , значение угла максимального оседания  $\theta = 90^\circ$ .

По данным наблюдений за сдвижением земной поверхности и подрабатываемыми объектами можно определить положения и величины уступов, характер распределения сдвижений и

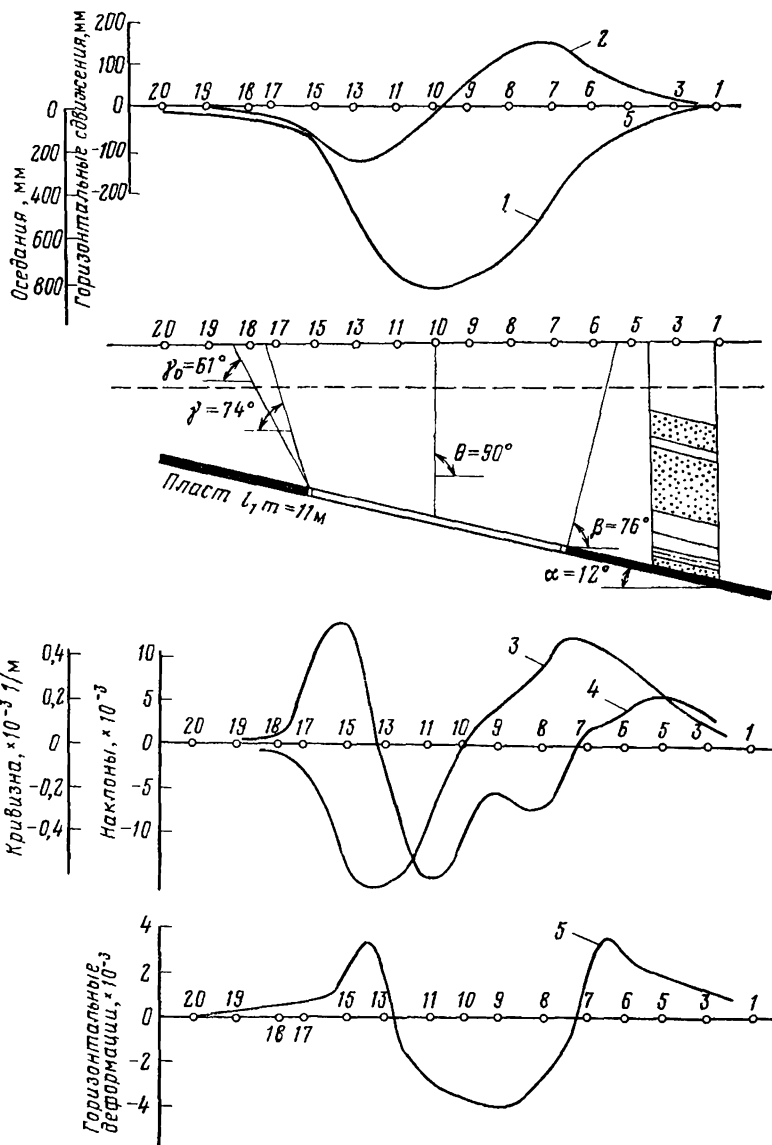


Рис. 130. Графики сдвижений и деформаций земной поверхности по данным наблюдений:  
 1 — оседания; 2 — горизонтальные сдвигения; 3 — наклоны; 4 — кривизна; 5 — горизонтальные деформации

деформаций, максимальные величины сдвижений и деформаций, скорости и другие параметры процесса. По наблюдениям на специальных наблюдательных станциях получают величины деформаций на выходах сместителей нарушений и осевых поверхностей складок, деформации земной поверхности при различных расстояниях между реперами, горизонтальные смещения колонн подрабатываемых объектов, наклоны фундаментов, отклонения от проектного положения железнодорожных и подкрановых путей, изменения ширины колеи, наклоны дымовых

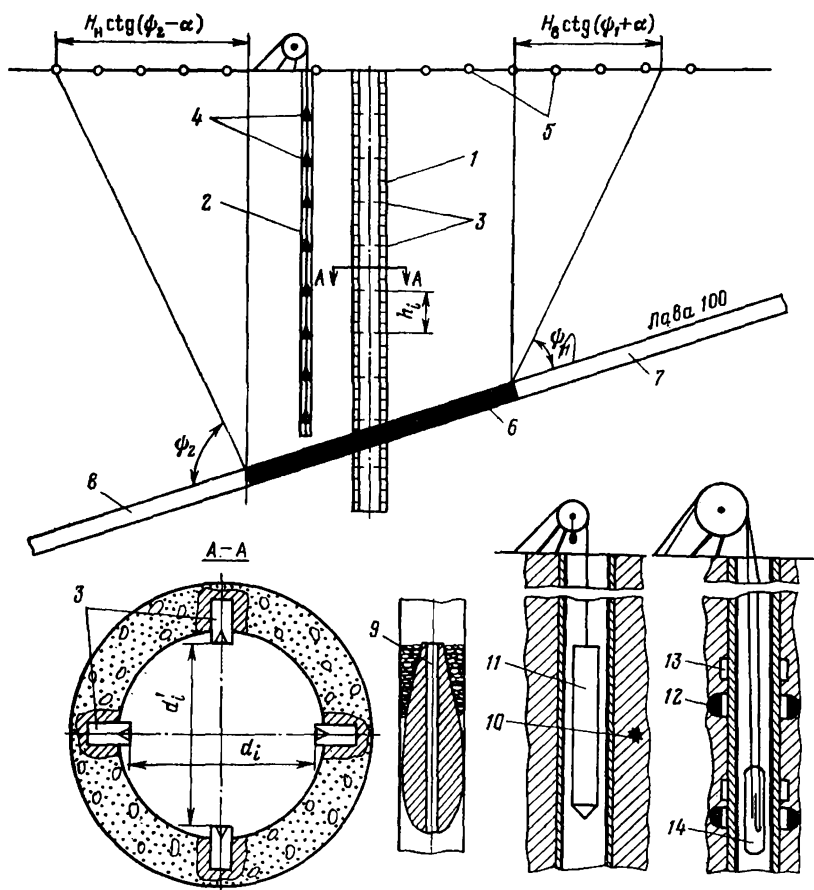


Рис. 131. Схема комплексной наблюдательной станции в вертикальном стволе, скважине и на земной поверхности:

1 — шахтный ствол; 2 — скважина; 3 — реперы в стволе; 4 — глубинные реперы в скважине; 5 — реперы на земной поверхности; 6 — целник; 7 и 8 — положения горных выработок; 9 — глубинный репер с проволоочной связью; 10 — радиоактивный репер; 11 — приемник излучения; 12 — репер для герконового метода; 13 — соединительная муфта; 14 — магнитогерконовый датчик

труб, телебашен и других высотных сооружений, состояние шахтных подъемных установок и т. д.

Наблюдательные станции в толще горных пород закладываются для выбора рациональных способов защиты вертикальных шахтных стволов и других горных выработок, определения высоты зоны водопродводящих трещин, устойчивости целиков и обнажений (применительно к условиям рудных месторождений). Для определения деформирования горных пород используются как непосредственные наблюдения в горных выработках, так и наблюдения в специальных скважинах с помощью глубинных реперов.

Комплексная наблюдательная станция при подработке вертикальных стволов состоит из наблюдательной станции на земной поверхности (одной профильной линии вкрест простирания пластов и одной профильной линии по простиранию пластов, проходящей вблизи устья ствола). Длина профильных линий выбирается таким образом, чтобы их концы от устья ствола находились на расстояниях  $H_b \operatorname{ctg}(\psi_1 + \alpha)$  и  $H_n \operatorname{ctg}(\psi_2 - \alpha)$  соответственно по восстанию и падению от границ целика под ствол и на расстоянии  $H_{cp} \operatorname{ctg} \psi_3$  от границ целика под ствол по простиранию (рис. 131),  $H_b$ ,  $H_n$  и  $H_{cp}$  — глубины расположения верхней и нижней границ целика под ствол и глубина залегания пласта в точке пересечения со стволом.

Наблюдательная станция в стволе состоит из четырех профильных линий, каждая из которых находится на одной вертикали.

Профильные линии в плане закладываются таким образом, чтобы пары реперов на концах одного диаметра ствола располагались соответственно по простиранию и вкрест простирания пластов, причем как в крепь ствола, так и во вмещающие породы. При закладке реперов во вмещающие породы необходимо выбуривание крепи. Одновременно с реперами в стволе производят закладку глубинных реперов в вертикальную скважину, расположенную вблизи ствола. Наблюдения в скважине нужны для оценки взаимосвязи деформации крепи и пород. По данным наблюдений в стволе вычисляются сжатия (растяжения) по вертикали и сближения (удаления) стенок ствола.

Деформации по вертикали можно получить по формуле

$$\varepsilon_z = \frac{l'_i - l_i}{l_i}, \quad (\text{VI.3.10})$$

где  $l'_i$  — расстояние по вертикали между соседними реперами в данной серии наблюдений;  $l_i$  — то же в начальной серии наблюдений.

Наблюдения по вертикальным профильным линиям в стволе целесообразно проводить при тех же натяжениях, при которых

проводилось компарирование рулетки (ленты). Величины сближений (удалений) стенок ствола определяют по формуле

$$\Delta d = d'_i - d_i, \quad (\text{VI.3.11})$$

где  $d'_i$  — горизонтальная проекция расстояния между реперами в стволе, расположенными на одном горизонте (в данной серии наблюдений);  $d_i$  — то же в начальной серии наблюдений.

По результатам наблюдений вычисляют отклонения оси ствола от вертикали и его искривления.

Глубинные реперы в скважинах могут иметь различную конструкцию. Различают следующие типы реперов:

- 1) глубинные реперы с механическими связями;
- 2) радиоактивные реперы;
- 3) реперы магнитогерконового типа.

В качестве *глубинных реперов с механическими связями* используют деревянные или металлические конусы (цилиндры) со специальными расклинивающими устройствами, которые закладывают в необсаженные скважины. Наиболее распространенный глубинный репер — деревянный конус, в центре которого просверлено отверстие для проволоки. Закрепление такого репера в скважине осуществляется с помощью гравия (щебня), который засыпается в скважину после установки репера на заданной глубине. Щебень, попадая между поверхностью репера и стенкой скважины, расклинивает его. В одну скважину можно последовательно заложить 10—15 реперов. Проволоки или штанги от каждого репера монтируются у устья скважины и снабжаются специальными приспособлениями для проведения наблюдений. Методика наблюдений за сдвижением глубинных реперов заключается в периодическом определении расстояний от репера до фиксированной точки у устья скважины. Ведут наблюдения за специальными метками на проволоках или штангах. При механических связях на проволоках измерение расстояний от устья скважины до репера осуществляется при двух уровнях натяжения проволоки (например при 98 Н и при 196 Н). Таким образом, контролируется постоянство удлинений проволоки в различных сериях при двух уровнях натяжения. Изменение этого удлинения свидетельствует о защемлении проволоки в скважине, вызванном сдвигами и обрушением пород.

Отметки глубинных реперов вычисляют по формуле

$$H = H_i - l_i, \quad (\text{VI.3.12})$$

где  $H_i$  — отметка на земной поверхности репера, расположенного у устья скважины;  $l_i$  — расстояние по вертикали от репера на земной поверхности до глубинного репера в скважине.

Оседания глубинных реперов определяют, исходя из разности их высотных отметок за различные периоды наблюдений.



Вторая характерная группа реперов — радиоактивные реперы и реперы, основанные на магнитногерконовых датчиках. Метод *радиоактивных глубинных реперов* применяется при слабых вмещающих породах, когда для предотвращения обрушения стенок скважины используют обсадные трубы. Глубинными реперами в данном случае служат точечные радиоактивные источники, например на основе изотопа кобальта. Реперы закладывают в скважины путем их застрелки в горную породу с помощью специальных перфораторов на глубину 50—100 мм от стенки скважины. Специальными геофизическими приборами регистрируется  $\gamma$ -излучение от радиоактивных реперов, проникающее через горную породу. Проекция репера на ось скважины определяется по максимуму интенсивности  $\gamma$ -излучения. Расстояние от фиксированной точки у устья скважины до репера измеряется с помощью длиномера типа ДА-2, на проволок которого крепится специальный приемник  $\gamma$ -излучения (см. рис. 131). В отдельных случаях интенсивность  $\gamma$ -излучения может фиксироваться на рентгеновской фотопленке, которая помещается в специальную гильзу и устанавливается в районе проекции радиоактивного репера.

*Реперы на основе магнитногерконовых датчиков* закладываются в скважины до их обсадки трубами. Это металлические цилиндры с распорными устройствами. Внутренний диаметр реперов на несколько миллиметров больше диаметра обсадных труб. В качестве обсадных труб применяются трубы из винипласта, полиэтилена и других немагнитных материалов.

Глубинные реперы надеваются на обсадные трубы, колонна труб опускается в скважину, причем соединительные муфты труб толкают реперы при опускании на нужную глубину, после чего колонна поднимается на 0,5—1,5 м и фиксируется в этом положении. Наблюдения за реперами заключаются в периодическом определении расстояния от глубинных реперов до фиксированной точки на земной поверхности с помощью магнитногерконового датчика. Магнитногерконовый датчик представляет собой герметизированный магнитноуправляемый контакт, состоящий из двух пластин, запаянных в стеклянный баллон. Под действием магнитного поля эти пластины притягиваются друг к другу и замыкают контакт. Датчик спускается на мерной ленте в скважину. В момент его прохождения около металлического репера цепь замыкается или размыкается, это регистрируется с помощью омметра на земной поверхности. В момент замыкания (размыкания) цепи берут отсчеты по мерной ленте. Определение высотных отметок глубинных реперов и их оседаний выполняется так же, как для реперов с механическими связями и радиоактивных реперов.

### VI.3.2. ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД И ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ НА ФИЗИЧЕСКИХ МОДЕЛЯХ

Наиболее широкое применение при изучении процесса сдвижения получил метод моделирования с помощью эквивалентных материалов, разработанный проф. Г. Н. Кузнецовым.

Сущность этого метода заключается в том, что реальные горные массивы изготавливаются (моделируются) в определенном масштабе из искусственных материалов, получивших название эквивалентных, причем физико-механические свойства и строение модели должны удовлетворять трем основным требованиям:

1) должно быть соблюдено геометрическое подобие всех элементов модели и реального горного массива (т. е. все элементы модели должны отличаться от соответствующих элементов горного массива на определенные коэффициенты);

2) необходимо подобие механических свойств эквивалентных материалов модели и пород горного массива (механические свойства материала модели должны находиться в определенной зависимости от аналогичных свойств пород природы, например зависимости от выбранного масштаба модели и объемных весов материала модели и пород природы);

3) следует соблюдать начальные и граничные условия на контуре рассматриваемой области (величины нагрузок, деформаций, перемещений).

Механические свойства материала модели определяются на основе закона механического подобия Ньютона. Проф. Г. Н. Кузнецов показал в своих работах по изучению геомеханических процессов, что при подборе эквивалентных материалов должно соблюдаться основное условие подобия

$$N_m = \frac{l}{L} \frac{\gamma_m}{\gamma_n} N_n, \quad (\text{VI.3.13})$$

где  $N_m$  — свойства материала модели, имеющие размерность напряжений и модулей деформаций (предела прочности при сжатии, растяжении, изгибе; модулей деформаций, упругости и т. д.);  $N_n$  — аналогичные свойства пород природы;  $\frac{l}{L}$  — выбранный масштаб модели;  $\gamma_m$  и  $\gamma_n$  — объемные веса материала модели и пород природы соответственно.

Обычно невозможно подобрать эквивалентные материалы, все физические свойства которых удовлетворяют условию (VI.3.13). Необходимо учитывать наиболее важные из этих свойств.

При моделировании процесса сдвижения особое внимание уделяется подобию структурных элементов массива, а также

отношению вынимаемых мощностей пластов и средних глубин разработки

$$\frac{l}{L} = \frac{h_M}{H_M} = \frac{h_N}{H_N} = \frac{m_M}{H_M} = \frac{m_N}{H_N}, \quad (\text{VI.3.14})$$

где  $h_M$  и  $h_N$  — размеры наиболее существенных структурных элементов на модели и в натуре (размеры структурных блоков, мощности слоев и т. д.);  $H_M$  и  $H_N$  — средние глубины разработки пластов (залежей) на модели и в натуре;  $m_M$  и  $m_N$  — вынимаемые мощности пластов (залежей) на модели и в натуре.

При моделировании необходимо знать масштабы времени протекания геомеханических процессов и они используются для корректирования скоростей технологических операций и оценки влияния скоростей развития горных работ на параметры процесса сдвижения. Обычно для оценки масштаба времени применяют выражение

$$\alpha_T = \frac{T}{t} = \frac{V_M}{V_N} \frac{L}{l}, \quad (\text{VI.3.15})$$

где  $V_M$  и  $V_N$  — максимальные скорости оседаний земной поверхности на модели и в натуральных условиях;  $T$  и  $t$  — время протекания характерных периодов процесса в натуральных условиях и на моделях из эквивалентных материалов.

Моделирование процесса сдвижения выполняют на двух основных типах моделей: плоских и объемных. Плоская (двухмерная) модель имитирует процесс сдвижения узкой полоски, как бы «вырезанной» из массива двумя параллельными вертикальными плоскостями. Один из размеров плоской модели, ее толщина, значительно меньше двух других (до 0,5 м). По плоской модели изучается напряженно-деформированное состояние пород и поверхности в двух взаимно перпендикулярных направлениях. Обычно плоские модели применяются в случаях полной подработки земной поверхности (одно из направлений располагается перпендикулярно открытым плоскостям модели). Объемные (трехмерные) модели используются в тех случаях, когда размеры выработанного пространства не обеспечивают полной подработки земной поверхности как в направлении простирания, так и вкрест простирания пластов. При изготовлении и испытании плоских (двухмерных) моделей необходимо обеспечить условия, создающие плоскую деформацию модели (отсутствие деформаций в направлении, перпендикулярном к открытой поверхности модели). Для этой цели в тело модели закатываются специальные стяжки или связи-пластинки, наибольшая сторона которых перпендикулярна открытым стенкам модели. Одна из поверхностей этих пластинок обладает высоким коэффициентом трения для предотвращения

деформаций, а вторая должна задавать соответствующее данным натуры сопротивление сдвигу и отрыву.

Изучение процесса сдвижения на физических моделях из эквивалентных материалов позволяет получать качественную характеристику процесса сдвижения в различных условиях, исследовать влияние различных факторов на параметры процесса сдвижения, обеспечивать прогнозирование его характера при переходе на большие глубины.

### VI.3.3. АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД И ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ НА МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЯХ

Аналитические исследования позволяют понять физическую сущность процесса сдвижения. Однако теория процесса сдвижения остается пока не разработанной. Это обстоятельство вызвано сложностью изучаемого явления. В процессе деформирования горные породы находятся в различных напряженных состояниях — от упругого до запредельного; физико-механические свойства горных массивов, вследствие трещиноватости и слоистости, неоднородны и различны в зависимости от типа напряженного состояния и выбранного в массиве направления относительно плоскостей ослабления.

Наиболее важны методы, основанные на результатах наблюдений. Основой этих методов является установленная С. Г. Авершиным зависимость между величинами горизонтальных сдвижений и наклонами земной поверхности при пологом залегании пластов

$$\xi = h \frac{\partial \eta}{\partial x}, \quad (\text{VI.3.16})$$

где  $\xi$  — горизонтальные сдвижения земной поверхности;  $\frac{\partial \eta}{\partial x} = i_x$  — наклоны земной поверхности;  $h$  — расстояние от нейтральной линии в наносах до земной поверхности.

Характер деформаций наносов рассматривается аналогично деформированию тонкой плиты при ее изгибе.

В качестве второго условия, характеризующего деформирование рыхлых отложений, используется *уравнение постоянства объема* (считается, что изменение объема пород при деформировании незначительно по сравнению с линейными деформациями и им можно пренебречь)

$$\frac{\partial \eta}{\partial z} + \frac{\partial \xi}{\partial x} = 0, \quad (\text{VI.3.17})$$

где  $\frac{\partial \eta}{\partial z}$  — деформация рыхлых отложений по вертикали;

$\frac{\partial \xi}{\partial x}$  — горизонтальная деформация рыхлых отложений. Совместное решение систем (VI.3.16), (VI.3.17) приводит к уравнению второго порядка в частных производных

$$\frac{\partial \eta}{\partial z} = h \frac{\partial^2 \eta}{\partial x^2}. \quad (\text{VI.3.18})$$

Выражение (VI.3.18) означает, что сжатия (растяжения) зависят от второй производной функции оседаний по переменной  $x$ , примерно равной кривизне слоя в рассматриваемой точке. Расчетам сдвигов и деформаций земной поверхности

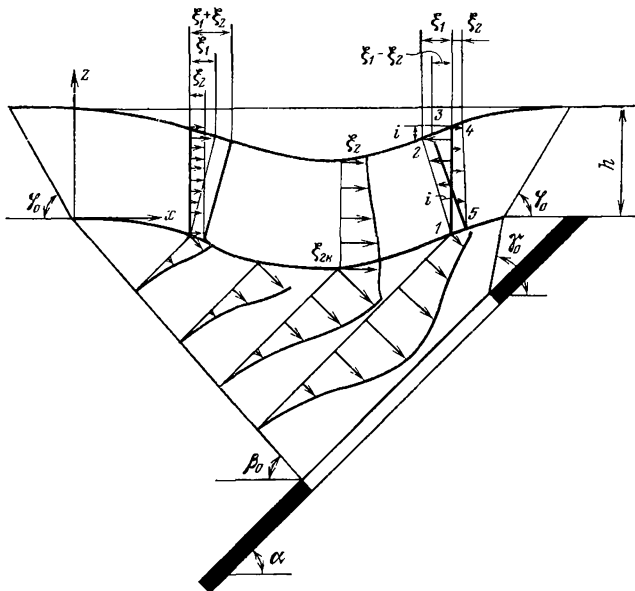


Рис. 132. Схема деформирования рыхлых отложений (наносов)

на основе решения уравнения типа (VI.3.18) посвящен ряд работ С. Г. Авершина и Р. А. Муллера, а также польских ученых.

При наклонном и крутом залегании пород деформирование рыхлых отложений усложняется (рис. 132). Коренные породы на контакте с наносами перемещаются в основном по нормали к напластованию, вследствие изгиба тонких слоев коренных пород (сдвиги пород по контактам напластований в сторону падения в ряде расчетных методов не учитываются).

Коренные породы на контакте с наносами сдвигают их в сторону восстания, следствием этого является составляющая горизонтальных сдвигов  $\xi_{2k}$ . По мере удаления от контакта

и приближения к земной поверхности эта составляющая затухает. Таким образом, земная поверхность получает горизонтальные сдвигения  $\xi_2$ , вызванные сдвигом наносов в сторону восстания. Под влиянием изгиба наносов вертикальные до деформаций сечения в наносах поворачиваются на углы, примерно равные углам наклона горизонтальных площадок (поверхности), оставаясь плоскими после деформирования. Эти повороты сечений вызывают горизонтальные сдвигения земной поверхности  $\xi_1$ . Общие горизонтальные сдвигения земной поверхности являются алгебраической суммой горизонтальных сдвижений  $\xi_1$  и  $\xi_2$  (в полумульде по падению эти составляющие одного знака, а в полумульде по восстанию — разных знаков)

$$\xi = \xi_1 + \xi_2. \quad (\text{VI.3.19})$$

По данным наблюдений составляющая горизонтальных сдвижений  $\xi_1$ , вызванная изгибом наносов, пропорциональна мощности наносов и наклонам земной поверхности, т. е.

$$\xi_1 = zk \frac{\partial \eta}{\partial x},$$

где  $z$  — расстояние от контакта наносов с коренными породами до рассматриваемой точки;  $\frac{\partial \eta}{\partial x}$  — наклон горизонтальной площадки.

Составляющая  $\xi_2$ , вызванная сдвигом наносов, затухает в наносах от контакта к земной поверхности, т. е.

$$\xi_2 = \eta_x \left( \operatorname{tg} \alpha - \frac{h}{H} \right),$$

где  $\eta_x$  — оседание рассматриваемой точки;  $H$  — средняя глубина разработки.

Таким образом горизонтальные сдвигения наносов при наклонном и крутом залегании пород можно выразить так:

$$\xi = \pm p \eta_x - kz \frac{\partial \eta}{\partial x} + F(\eta_x, x), \quad (\text{VI.3.20})$$

где  $F(\eta_x, x)$  — некоторая функция, характеризующая подвижки пород по падению;  $p = \operatorname{tg} \alpha - \frac{h}{H}$ . Подставляя выражение (VI.3.20) в (VI.3.17), получим формулу для расчетов деформаций земной поверхности

$$\frac{\partial \eta}{\partial z} = hk \frac{\partial^2 \eta}{\partial x^2} \pm p \frac{\partial \eta}{\partial x} + F'_x(\eta_x, x), \quad (\text{VI.3.21})$$

где  $h$  — мощность наносов;  $F'_x(\eta_x, x) = \frac{\partial F}{\partial x}$ . Выражение (VI.3.21)

позволяет с достоверностью прогнозировать сдвигения и деформации земной поверхности, если известны значения коэффициентов  $k$  и  $p$ , а также установлен вид функции  $F_x'$ .

Использование выражений (VI.3.20) и (VI.3.21) положено в основу эмпирических методов прогнозов сдвижений и деформаций на базе так называемых типовых кривых. При этом сдвигения пород по контактам напластований рассчитывают отдельно, а в выражении (VI.3.21)  $F_x''=0$ .

Деформации массива горных пород рассматриваются как совокупность деформаций отдельных тонких слоев, величины сдвигов в перпендикулярном и параллельном направлениях слоистости таких слоев принимаются равными нулю<sup>1</sup>.

Используя (VI.3.17), можно вывести следующую систему для расчета деформаций отдельного слоя:

$$\frac{\partial^2 \eta}{\partial x^2} - \frac{\partial^2 \eta}{\partial z^2} = 0; \quad \frac{\partial^2 \xi}{\partial x^2} - \frac{\partial^2 \xi}{\partial z^2} = 0. \quad (\text{VI.3.22})$$

Деформации массива в целом рассматриваются как последовательность деформаций слоев, характеризуемая уравнениями типа (VI.3.18)—(VI.3.22).

## VI.4. МЕТОДЫ РАСЧЕТА СДВИЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

### VI.4.1. ОСНОВНЫЕ ТРЕБОВАНИЯ К МЕТОДАМ РАСЧЕТА

Методы расчета сдвижений и деформаций земной поверхности необходимы для определения ожидаемых повреждений объектов, оценки возможности подработки и выбора мер защиты объектов. Оценка допустимых условий подработки и ожидаемых повреждений объектов выполняется на основании расчета показателя суммарных деформаций  $\Delta l$  по формуле

$$\Delta l = l \sqrt{m_e^2 \epsilon^2 + m_k^2 \frac{H_s^2}{R^2}}, \quad (\text{VI.4.1})$$

где  $l$  — длина здания (отсека здания);  $m_e$ ,  $m_k$  — коэффициенты условий работы, учитывающие осреднение горизонтальных деформаций и кривизны по длине здания;  $\epsilon$  и  $R$  — расчетные горизонтальные деформации и радиус кривизны земной поверхности;  $H_s$  — высота здания.

При оценке возможности подработки тех или иных типов зданий расчетный показатель суммарных деформаций  $\Delta l$  сравнивают с допустимым показателем деформаций  $\Delta l_{\text{доп}}$  или с показателем деформаций  $[\Delta l]$ , характеризующим различную степень повреждений объектов. Значения допустимых показателей

<sup>1</sup> Земисев В. Н. Расчеты деформаций горного массива.— М.: Недра, 1973.

деформаций  $\Delta l_{\text{доп}}$  как и показателей деформаций  $[\Delta l]$ , характеризующих различную степень повреждений объектов, получены, исходя из анализа опыта подработки различных объектов.

В ряде случаев (разработка свит крутопадающих пластов, нарушенное залегание пород) для оценки возможности выемки запасов угля под объектами используют величины прогнозируемых уступов  $h_y$ . При проектировании горных работ под промышленными комплексами (каркасные здания) используют прогнозируемые горизонтальные деформации земной поверхности, а при выборе мер защиты высотных сооружений (дымовые трубы, телебашни и т. д.) — наклоны земной поверхности.

В зависимости от горно-технических условий различают следующие виды прогнозируемых сдвижений и деформаций.

1. Ожидаемые сдвигения и деформации земной поверхности, рассчитываемые по календарным планам горных работ и имеющие необходимые для расчетов исходные параметры.

2. Вероятные сдвигения и деформации земной поверхности, определяемые без учета календарных планов горных работ.

Ожидаемые и вероятные сдвигения и деформации рассчитываются с определенными ошибками. Эти ошибки зависят от изученности и сложности горно-геологических условий, физико-механических свойств, строения массива и прочих факторов. Поэтому при определении возможности выемки запасов, оценке ожидаемых повреждений и выборе мер защиты объектов используются расчетные сдвигения и деформации земной поверхности, полученные путем умножения ожидаемых или вероятных сдвижений и деформаций на коэффициенты перегрузки.

Величины коэффициентов перегрузки зависят от ошибок определения ожидаемых или вероятных сдвижений и деформаций земной поверхности. При расчете этих коэффициентов в СССР используется выражение

$$n = 1 + k \frac{\sigma_r}{r}, \quad (\text{VI.4.2})$$

где  $\sigma_r$  — средняя квадратическая погрешность ожидаемых (вероятных) сдвижений и деформаций земной поверхности (оседаний, наклонов, кривизны, горизонтальных сдвижений и горизонтальных деформаций);  $r$  — величины сдвижений и деформаций;  $k$  — коэффициент, определяющий степень надежности сдвижений и деформаций по их вероятности, обычно для рядовых сооружений принимают  $k=1$ , а для уникальных можно принимать  $k=2 \div 3$ .

На практике для определения коэффициентов перегрузки средние квадратические погрешности относят к максимальным значениям сдвижений и деформаций,



Поскольку погрешности расчетных сдвижений и деформаций соответствуют нормальному закону распределения, в 68 % случаев реальные значения сдвижений и деформаций не превыдут своих расчетных значений.

По виду расчетные значения сдвижений и деформаций разделяются на сдвижения и деформации, полученные методом типовых кривых (сглаженные сдвижения и деформации) и сосредоточенные (дискретные) деформации (трещины, уступы). Уступы — это сосредоточенные деформации, вызванные сдвигами пород по слабым контактам в массиве.

В качестве сглаженных сдвижений и деформаций принимают оседания, наклоны, кривизну, горизонтальные сдвижения и деформации.

В отдельных случаях при прогнозе сдвижений и деформаций в условиях разработки свит пластов на большой глубине помимо уступов и трещин прогнозируют сосредоточенные значения кривизны и горизонтальных деформаций.

Из-за различных горно-геологических условий различают следующие методы расчета сдвижений и деформаций земной поверхности:

1) методы расчета сдвижений и деформаций в условиях пологого, наклонного и крутого залегания пластов при отсутствии сдвижения пород лежащего бока;

2) методы расчета сдвижений и деформаций при крутом залегании пород и сдвижении пород лежащего бока;

3) методы расчета сдвижений и деформаций при залегании пластов в синклиналиальных складках;

4) методы расчета сдвижений и деформаций при наличии дизъюнктивных тектонических нарушений.

Очевидно, что расчеты сдвижений и деформаций земной поверхности имеют смысл, если не образуются зоны провалов и больших трещин с уступами. Выполняются эти расчеты вне таких зон, поэтому обязательным элементом является определение положения провалов на земной поверхности.

Кроме того, методы расчета сдвижений и деформаций могут применяться, если выполняется неравенство  $\frac{H}{m} > 20$ , где  $H$  — средняя глубина разработки;  $m$  — вынимаемая мощность пласта.

#### VI.4.2. УСЛОВИЯ ОБРАЗОВАНИЯ ПРОВАЛОВ

При разработке угольных месторождений провалы на земной поверхности могут образовываться как над подготовительными, так и над очистными выработками, пройденными на небольшой глубине, а также вокруг старых ликвидированных шурфов или стволов. При оценке возможностей образования провалов над

подготовительными выработками следует учитывать перепуск обрушающихся пород кровли. Если возможность перепуска обрушающихся пород отсутствует, то образование провалов должно оцениваться на основании коэффициентов разрыхления обрушенных пород. Обычно над подготовительными выработками провалы образуются, если глубина расположения выработки меньше, чем  $10 \div 15 h_v$ , где  $h_v$  — высота выработки. В тех случаях, когда есть возможность перепуска пород, условия образования провалов оценить сложнее, причем необходимо учитывать фактор времени.

Над очистными выработками при пологом залегании пластов провалы на земной поверхности образуются, если глубина расположения меньше  $20 m$ .

В отдельных случаях, когда выемка пластов производилась системой коротких столбов или камер, провалы над очистными выработками в пологих пластах могут образовываться при глубинах до  $80 m$ . За границу зоны возможных провалов над подготовительными выработками, шурфами и стволами принимается линия, отстоящая в плане от контура выработки на расстоянии  $15—20 m$ .

За границу зоны возможных провалов над очистными выработками со стороны простирания и восстания принимается линия, отстоящая в плане от контура горных работ на  $15—20 m$ , а со стороны падения пласта — это проекция на земную поверхность изогипсы пласта, имеющая отметку  $h=20 m$ , причем  $h$  должна быть не менее  $25 m$ .

При наклонном и крутом залегании пластов образование провалов зависит от вынимаемой мощности пласта и размера целика угля, оставленного на верхних горизонтах.

Провалы на земной поверхности не образуются, если размеры оставленного целика составляют  $25 \div 30 m$  и более при вынимаемой мощности пласта  $m$  до  $5 m$  и  $15 \div 20 m$  и более при вынимаемой мощности пласта  $m \geq 5 m$ . Образование провалов также зависит от применяемой системы разработки пластов. Наиболее неблагоприятным являются щитовые системы с перепуском обрушенных покрывающих пород по падению. Провалы над очистными выработками при наклонном и крутом залегании пород образуются в районе выходов пластов под наносы в контуре, отстоящем от контура очистных работ по простиранию и восстанию на  $15 m$  (но не менее мощности наносов). Со стороны падения граница зоны провалов располагается на расстоянии в плане  $15—20 m$  от проекции изогипсы пласта, расположенной на глубине  $25 \div 30 m$  при  $m$  до  $5 m$  и  $15 \div 20 m$  при  $m \geq 5 m$ .

### VI.4.3. РАСЧЕТ ОЖИДАЕМЫХ СДВИЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ ПРИ ОТСУТСТВИИ СДВИЖЕНИЯ ПОРОД ЛЕЖАЧЕГО БОКА

Наблюдения показывают, что сдвигения пород лежачего бока не происходит, если углы падения пластов  $\alpha$  меньше некоторых предельных значений  $\alpha_{\text{пред}}$ , установленных в результате наблюдений в различных бассейнах (табл. 18).

Таблица 18

Бассейн	Значение $\alpha_{\text{пред}}$ , угл. градус
Донбасс	более 70
Кузбасс	55
Кизеловский, Печорский	60
Булашское месторождение	55
Челябинский	50

Основу расчетных методов составляют расчеты сдвижений и деформаций в главных сечениях мульды сдвижения. В СССР эти расчеты основаны на методе типовых кривых (безразмерных функций распределения основных видов сдвижений и деформаций, представляющих собой средние значения оседаний, наклонов, кривизны, горизонтальных сдвижений и деформаций, выраженных в безразмерной форме). Аргументы этих функций — координаты  $z = \frac{x}{L_{1,2,3}}$ , где  $L_{1,2,3}$  — длина полумульд по падению, восстанию и простиранию;  $x$  — текущая координата. Начало координат находится в точке максимального оседания (рис. 133).

Расчеты сдвижений и деформаций в главных сечениях мульды сдвижения выполняются в следующей последовательности.

1. Строятся геологические разрезы по главным сечениям мульды сдвижения, на которые наносятся положения ранее пройденных и проектируемых выработок, тектонических нарушений и определяются размеры выработок и глубины их расположения, а также размеры межлавных целиков.

2. На основе методических или нормативных документов [9] определяются исходные параметры процесса сдвижения.

3. Исходя из размеров выработок и глубин их расположения определяются коэффициенты подработанности земной поверхности.

4. Рассчитываются величины максимального оседания.

5. По граничным углам, углам полных сдвижений или углу максимального оседания  $\theta$  определяются длины полумульд по

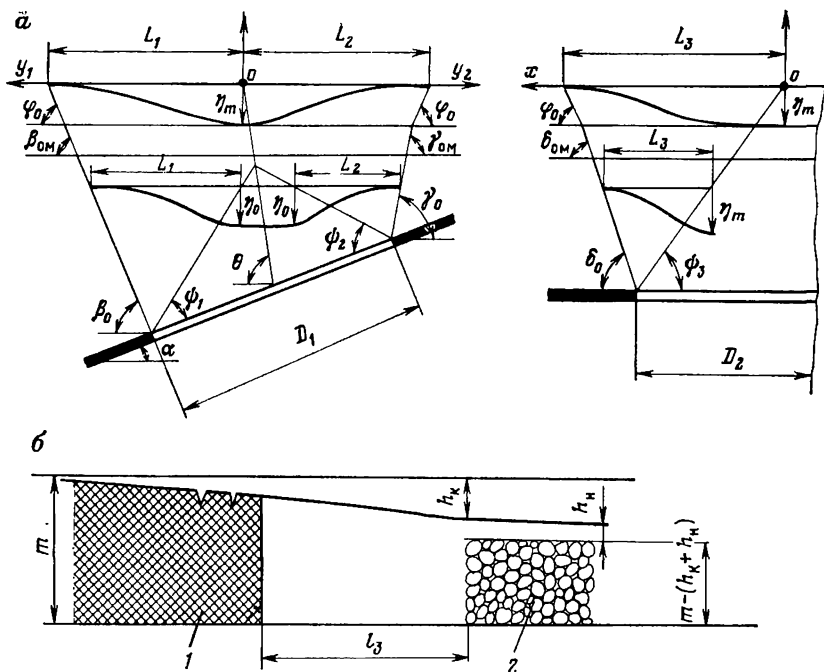


Рис. 133. Параметры процесса сдвижения и схема определения эффективной мощности при пологом залегании пластов:

*a* — параметры процесса сдвижения; *b* — схема определения эффективной мощности (1 — угольный пласт; 2 — закладочный массив)

падению, восстанию и простиранию пластов. Каждая полумульда делится на 10 равных частей.

6. Рассчитываются величины наклонов, кривизна горизонтальных сдвижений и горизонтальных деформаций в точках деления полумульд, учитывая максимальное оседание, длины полумульд и функции распределения.

7. На основе расчетов строятся графики сдвижений и деформаций, характеризующих влияние каждой выработки. Так же графически определяются суммарные величины сдвижений и деформаций в характерные периоды времени.

Исходные параметры процесса сдвижения (углы сдвижения, граничные углы, коэффициенты  $q_0$  и  $a$ ) для различных условий приводятся в работе [9].

Величина максимального оседания определяется по формуле

$$\eta_m = q_0 m \cos \alpha N_1 N_2, \quad (\text{VI.4.3})$$

где  $q_0$  — коэффициент, характеризующий способность пород к разуплотнению при их полной подработке и относительное максимальное оседание земной поверхности (обычно различают значение  $q_0$  при первичной и  $q_{оп}$  при повторной подработках);  $N_1$  и  $N_2$  — коэффициенты, зависящие от отношения размеров выработанного пространства на разрезах вкрест простирания  $D_1$  и простиранию пластов  $D_2$  к средней глубине разработки  $H_{ср}$ . Наблюдения показывают, что чем меньше отношения  $\frac{D_1}{H_{ср}}$  и  $\frac{D_2}{H_{ср}}$ , тем меньше максимальное оседание земной поверхности при прочих равных условиях.

При первичной подработке значения коэффициента  $q_0$  зависят от марки угля (крепости пород), типа месторождения, наличия в толще известняков. Обычно  $q_0$  находится в пределах от 0,6 до 0,9.

При повторной подработке значения коэффициента  $q_0$  увеличиваются. Это вызвано ликвидацией в массиве пустот, которые возникли при его первичной подработке. Значения  $q_{оп}$  при повторной подработке зависят от значений  $q_0$  при первичной подработке и отношения  $H_1/H_{ср}$ , где  $H_1$  — расстояние от земной поверхности до ранее отработанного пласта;  $H_{ср}$  — глубина разработки рассматриваемого пласта. Это отношение необходимо учитывать для оценки влияния опорного давления при разработке рассматриваемого пласта на зоны зависания пород вокруг выработки. Например, в Донбассе при пологом залегании пластов ( $\alpha < 25^\circ$ )

$$q_{оп} = q_0 \left[ 1 - (1 - q_0) \frac{H_1}{H_{ср}} \right]. \quad (\text{VI.4.4})$$

Значения  $q_0$  и  $q_{оп}$  приводятся в работе [9] для всех основных угольных бассейнов страны.

Наблюдениями установлено, что максимальное оседание пропорционально вынимаемой мощности пласта. При применении закладки выработанного пространства вместо вынимаемой мощности пласта используют так называемую эффективную мощность пласта  $m_э$ .

Эффективная мощность пласта содержит три основных компонента: конвергенцию боковых пород  $h_k$ , опускание кровли до возведения закладки, неполноту заполнения выработанного пространства закладкой  $h_n$ , последующее уплотнение материала закладки под давлением обрушенных пород  $B_1[m - (h_k + h_n)]$ .

Эффективная мощность пласта в большинстве случаев определяется по формуле

$$m_э = h_k + h_n + [m - (h_k + h_n)] B_1, \quad (\text{VI.4.5})$$

где  $h_k$  — сближение кровли и почвы (конвергенция) до возведения закладочного массива;  $h_n$  — неполнота закладки (сред-

нее расстояние от верха закладочного массива до кровли);  $B_1$  — коэффициент усадки закладки (отношение изменения мощности закладочного массива под нагрузкой к его первоначальной мощности в неуплотненном состоянии).

Величина конвергенции кровли зависит прежде всего от расстояния между забоем и закладочным массивом, а также от полноты закладки. Коэффициент усадки закладки зависит от ее пористости, состава, крепости. Чем меньше пористость и выше крепость закладочного массива, тем меньше коэффициент усадки закладки (табл. 19).

Таблица 19

Вид закладки	Коэффициент усадки закладки $B_1$
Гидравлическая:	
из песка	0,05—0,15
из дробленой породы	0,15—0,30
Пневматическая	0,25—0,40
Самотечная:	
из дробленой породы	0,25—0,45
из рядовой породы	0,35—0,50

Коэффициенты  $N_1$  и  $N_2$  зависят от отношений  $\frac{D_1}{H_{\text{ср}}}$  и  $\frac{D_2}{H_{\text{ср}}}$  для условий различных угольных бассейнов страны (рис. 134). Кроме этих значений на величины коэффициентов  $N_1$  и  $N_2$  оказывают влияние абсолютное значение глубины, свойства пород, размеры оставляемых межлавных целиков.

Значения коэффициентов  $N_1$  и  $N_2$  для основных угольных бассейнов страны приводятся в работе [9]. Если по расчету  $N_1 > 1$  или  $N_2 > 1$ , то принимается  $N_1 = N_2 = 1$ . Значение  $\cos \alpha$  в выражении (VI.4.3) используется для определения вертикальной составляющей векторов сдвижения (рис. 135), которые в ряде случаев направлены по нормали к напластованию (величина  $\eta_n$ ).

Различают оседания при полной подработке земной поверхности  $\eta_0$  (когда коэффициенты  $N_1 = N_2 = 1$ ) и при неполной подработке —  $\eta_m$  (при  $N_1 < 1$  или  $N_2 < 1$ ).

Оседания земной поверхности в точках главного сечения мульды сдвижения в полумульдах по падению, восстанию и простиранию пласта (участки  $L_1$ ,  $L_2$  и  $L_3$ ) определяются по формуле

$$\eta_{xy} = \eta_m S(z), \quad (\text{VI.4.6})$$

где  $S(z)$  — функция распределения оседания земной поверхности в главных сечениях мульды сдвижения;  $z = y_1/L_1$  — для точек, расположенных в полумульде по падению;  $z = y_2/L_2$  — для

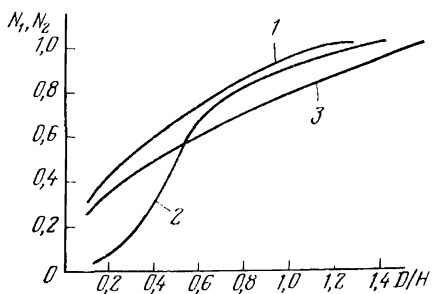


Рис. 134. Графики зависимостей коэффициентов  $N_1$  и  $N_2$  от отношения размеров выработки к средней глубине разработки:

1 — для Донбасса; 2 — для Карагандинского бассейна; 3 — для Кизеловского бассейна

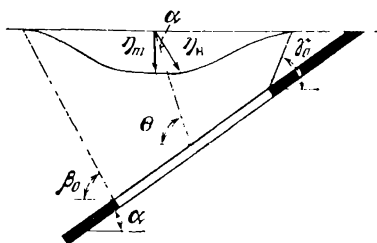


Рис. 135. Схема влияния угла падения пород на величину максимального оседания земной поверхности

точек, расположенных в полумульде по восстанию;  $z = x/L_3$  — для точек, расположенных в полумульдах по простиранию и полумульдах, обратных простиранию пласта;  $y_1, y_2, x$  — текущие координаты. Начало координат находится в точке максимального оседания, ось  $x$  направлена по простиранию, ось  $y$  — в сторону восстания пласта.

Функции распределения оседаний  $S(z)$ , а также функции распределения наклонов, кривизны, горизонтальных сдвижений и деформаций получены, исходя из результатов наблюдений. Для получения значений функций  $S(z)$  поступали следующим образом.

Соответствующую полумульду  $L_1, L_2$  или  $L_3$  делили на десять равных частей. В каждой точке деления находили величину оседания  $\eta_{xy}$  и отношение  $\frac{\eta_{xy}}{\eta_m}$ . Каждое значение  $\frac{\eta_{xy}}{\eta_m} = S(z)$  соответствует определенной точке полумульды с координатой  $z_i = y_i/L_{1,2}$  или  $z_i = x_i/L_3$ . Полученные функции на нескольких наблюдательных станциях усреднялись в каждой точке с координатами  $z_1, z_2, z_n$  и в дальнейшем использовались как типовые функции распределения сдвижений и деформаций. При обработке результатов наблюдений было установлено, что значения функций распределения сдвижений и деформаций зависят от коэффициентов подработанности земной поверхности (или коэффициентов  $N$ ) [9].

Аналитически функцию  $S(z)$  можно представить следующим образом:

$$S(z) = b [\Phi(t) + \Phi(u)], \quad (\text{VI.4.7})$$

где  $\Phi(t)$  — интеграл вероятности, причем

$$\Phi(t) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_0^t e^{-y^2/2} dy;$$

$$t = t_0 + rz; \quad u = t_0 - rz; \quad r = 3,35n + 2,15; \quad n = 0,7D_{1,2}/H_{cp};$$

$$z = y/L_{1,2}; \quad z = x/L_3; \quad t_0 = 3,5n - 0,75; \quad b = 1/2\Phi(t_0),$$

где  $D_1$  и  $D_2$  — размеры выработки вкрест и по простиранию пластов;  $H_{cp}$  — средняя глубина расположения горных выработок.

Наклоны и кривизна земной поверхности в главных сечениях мульды сдвижения определяются соответственно как первая и вторая производные функции оседания по переменным  $x$  (в полумульде по простиранию) и  $y$  (в полумульдах по падению и восстанию).

Наклоны земной поверхности в главных сечениях мульды сдвижения можно выразить так:

а) вкрест простирания пласта

$$i_y = \frac{\partial \eta_{xy}}{\partial y} = \eta_m \frac{\partial S(z)}{\partial y} = \frac{\eta_m}{L_{1,2}} S'(z_y); \quad (\text{VI.4.8})$$

б) по простиранию пласта

$$i_x = \frac{\partial \eta_{xy}}{\partial x} = \eta_m \frac{\partial S(z)}{\partial x} = \frac{\eta_m}{L_3} S'(z_x), \quad (\text{VI.4.9})$$

где

$$S'(z) = \partial S / \partial z,$$

$$\frac{\partial S}{\partial x} = \frac{\partial S}{\partial z} \frac{\partial z}{\partial x} = \frac{\partial S}{\partial z} \frac{1}{L_3},$$

или

$$\frac{\partial S}{\partial y} = \frac{\partial S}{\partial z} \frac{\partial z}{\partial y} = \frac{\partial S}{\partial z} \frac{1}{L_{1,2}}.$$

Кривизна определяется как вторая производная функции оседания по переменной  $x$  или  $y$ . Из аналитической геометрии известно, что кривизна, заданная в виде  $y=f(x)$ , вычисляется по формуле

$$K = \frac{\partial^2 f / \partial x^2}{[1 + (\partial f / \partial x)^2]^{3/2}}.$$

Учитывая, что при сдвижении земной поверхности наклоны  $\partial f / \partial x$  не превышают 0,01—0,03, то значением  $\partial f / \partial x$  можно пренебречь.

Таким образом, формулы (VI.4.8), (VI.4.9), можно записать следующим образом:



а) на разрезе вкрест простиранья

$$K_y = \frac{\partial^2 \eta_{xy}}{\partial y^2} = \frac{\eta_m}{L_{1,2}^2} S''(z_y); \quad (\text{VI.4.10})$$

б) на разрезе по простиранью пласта

$$K_x = \frac{\partial^2 \eta_{xy}}{\partial x^2} = \frac{\eta_m}{L_3^2} S''(z_x), \quad (\text{VI.4.11})$$

где

$$S''(z_y) = \frac{\partial^2 S(z_y)}{\partial z^2}; \quad S''(z_x) = \frac{\partial^2 S(z_x)}{\partial z^2}.$$

Значения функций  $S'(z)$  и  $S''(z)$  приводятся в соответствующих таблицах для основных угольных бассейнов страны в различных методических документах. В работе [9] функция  $S'(z)$  обозначена  $F(z)$  при  $B = \frac{1}{q_0} \left( \text{tg } \alpha - \frac{h + h_m}{H_{cp}} \right) = 0$ , а функция  $S''(z)$  через  $F'(z)$  при  $B = 0$ .

Деформации рыхлых отложений, залегающих у земной поверхности, характеризуются изгибом, сдвигом в сторону восстания под влиянием деформирования коренных пород и сдвигом в сторону падения.

В общем случае, горизонтальные сдвигения земной поверхности складываются из трех основных составляющих

$$\xi = \xi_1 + \xi_2 + \xi_3, \quad (\text{VI.4.12})$$

где  $\xi_1$  — составляющая горизонтальных сдвижений земной поверхности, вызванная изгибом слоя. Основное свойство деформаций изгиба заключается в том, что горизонтальные деформации функционально связаны с кривизной слоя (горизонтальные сдвигения пропорциональны наклонам земной поверхности и расстоянию от нейтральной линии в слое до земной поверхности),  $\xi_1 = h_n i$ , причем  $h_n$  — расстояние от земной поверхности до нейтральной линии слоя;  $i$  — наклон земной поверхности. При расчетах этой составляющей можно пользоваться выражением  $\xi_1 = 0,15 Li$ , где  $L$  — длина полумульды. Величина  $\xi_2$  — составляющая горизонтальных сдвижений, вызванная сдвигами пород в сторону восстания. Эта составляющая пропорциональна оседаниям земной поверхности  $\xi_2 = \eta_x p$  ( $p$  — некоторый коэффициент, характеризующий затухание  $\xi_2$  в рыхлых отложениях). Для расчетов можно использовать выражение

$$p = \text{tg } \alpha - \frac{h + h_m}{H_{cp}},$$

где  $h$  — мощность наносов;  $h_m$  — мощность мезозойских (горизонтально залегающих) пород.

Таким образом, составляющая горизонтальных сдвижений  $\xi_2$  от контакта рыхлых отложений с коренными породами до

поверхности уменьшается пропорционально мощности наносов и обратно пропорционально длине зоны сдвижения, которая, как правило, соизмерима со средней глубиной разработки  $H_{ср}$ .

Составляющая горизонтальных сдвижений  $\xi_3$ , вызванная сдвигами коренных пород по контактам напластований в сторону падения, рассчитывается только в полумульде по восстанию пласта  $L_2$ . Величина ее зависит от степени потери распора в покрывающих породах под влиянием их изгиба над выработкой, от угла падения и физико-механических свойств пород.

Расчет составляющей  $\xi_2$  обычно выполняется для прогноза уступов в полумульде по восстанию.

Таким образом, горизонтальные сдвижения вкrest простиранья пласта без учета составляющих, вызванных подвижками пород по контактам, рассчитываются по формуле

$$\xi = \xi_1 + \xi_2 = \eta_m [pS(z_y) \pm 0,15S'(z_y)] = \eta_m F(z_y). \quad (\text{VI.4.13})$$

В выражении (VI.4.13) знак «+» относится к полумульде по падению, в которой изгиб рыхлых отложений и их сдвиги в сторону восстания одного знака, а знак «—» относится к полумульде по восстанию, где указанные составляющие имеют разные знаки.

Горизонтальные сдвижения в главном сечении мульды по простиранью определяются так:

$$\xi = \xi_2 = 0,15\eta_m S'(z_x). \quad (\text{VI.4.14})$$

Горизонтальные деформации земной поверхности в главных сечениях мульды рассчитываются как производные функции горизонтальных сдвижений по переменной  $y$  (в главном сечении вкrest простиранья) или по переменной  $x$  (в главном сечении по простиранью пласта).

Горизонтальные деформации вкrest простиранья рассчитываются следующим образом:

$$\begin{aligned} \frac{\partial \xi}{\partial y} &= \frac{\partial \xi_1}{\partial y} + \frac{\partial \xi_2}{\partial y} = \epsilon_y = \frac{\eta_m}{L_{1,2}} [pS'(z_y) \pm 0,15S''(z_y)] = \\ &= F'(z_y) \frac{\eta_m}{L_{1,2}}. \end{aligned} \quad (\text{VI.4.15})$$

Горизонтальные деформации по простиранью можно выразить как

$$\frac{\partial \xi}{\partial x} = \frac{\partial \xi_2}{\partial x} = \epsilon_x = 0,15 \frac{\eta_m}{L_3} S''(z_x) = \frac{\eta_m}{L_3} F'(z_x). \quad (\text{VI.4.16})$$

Значения функций  $F(z)$  и  $F'(z)$  приводятся в работе [9] для всех основных угольных бассейнов.

Изложенная методика позволяет рассчитывать сдвижения и деформации в главных сечениях мульды в направлении

вкрест и по простиранию пластов. Однако здания и сооружения на земной поверхности могут располагаться в зоне влияния горных выработок в произвольных точках, расположенных не обязательно в главных сечениях мульды сдвижения, а направления длинных сторон объектов могут находиться под произвольными углами по отношению к простиранию (падению) пласта. В связи с этим, возникает необходимость расчетов сдвижений и деформаций в заданных точках мульды сдвижения с учетом направления в плане наибольшей стороны объекта.

Оседания земной поверхности в точках мульды, расположенных не в главных сечениях, зависят от максимального оседания земной поверхности и произведения функций распределения оседаний в главном сечении мульды по простиранию и вкрест простирания пласта  $S(z_x)S(z_y)$  (рис. 136).

Так, например, оседание земной поверхности в точке  $M$  равно максимальному оседанию, умноженному на функцию рас-

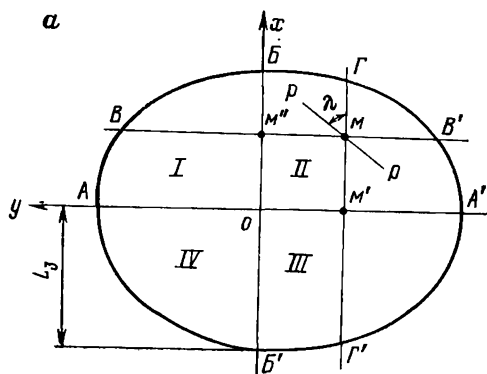
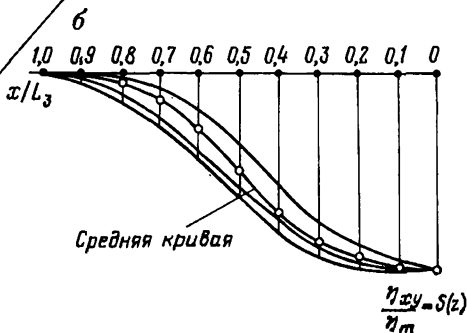
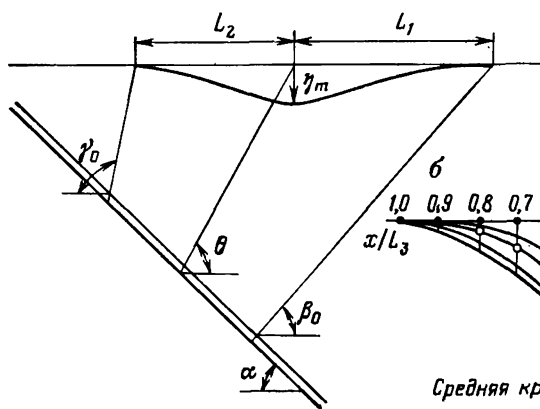


Рис. 136. Схема сдвижений и деформаций в заданной точке мульды сдвижения при  $\alpha < \alpha_{пред}$ :

$a$  — разрез и план мульды;  $b$  — функция типовой кривой;  $AA'$  — главное сечение мульды вкрест простирания;  $BB'$  — главное сечение мульды по простиранию;  $BB'$  и  $гг'$  — сечения мульды, параллельные главным



пределения оседаний вкрест простирания  $S(z_{yM'})$  (точка  $M'$ ) и функцию распределения оседаний по простиранию  $S(z_{xM''})$  (точка  $M''$ ), т. е.

$$\eta_M = \eta_m S(z_{yM'}) S(z_{xM''}).$$

В общем случае оседание земной поверхности в заданной точке мульды можно выразить так

$$\eta_{xy} = \eta_m S\left(\frac{x}{L_3}\right) S\left(\frac{y}{L_{1,2}}\right). \quad (\text{VI.4.17})$$

Наклоны земной поверхности в направлении вкрест простирания и по простиранию пласта определяются как соответствующие производные функции оседаний по переменным  $y$  и  $x$

$$\frac{\partial \eta_{xy}}{\partial y} = i_{yx} = \frac{\eta_m}{L_{1,2}} S'\left(\frac{y}{L_{1,2}}\right) S\left(\frac{x}{L_3}\right) = i_y S\left(\frac{x}{L_3}\right); \quad (\text{VI.4.18})$$

$$\frac{\partial \eta_{xy}}{\partial x} = i_{xy} = \frac{\eta_m}{L_3} S'\left(\frac{x}{L_3}\right) S\left(\frac{y}{L_{1,2}}\right) = i_x S\left(\frac{y}{L_{1,2}}\right), \quad (\text{VI.4.19})$$

где  $i_y$  — наклоны в главном сечении мульды сдвижения на разрезе вкрест простирания;  $i_x$  — наклоны в главном сечении мульды сдвижения на разрезе по простиранию пласта.

Кривизна земной поверхности в направлении вкрест простирания определяется следующим образом:

$$K_{yx} = \frac{\partial^2 \eta_{xy}}{\partial y^2} = K_y S''\left(\frac{x}{L_3}\right). \quad (\text{VI.4.20})$$

Кривизна земной поверхности в направлении простирания может быть получена по формуле

$$K_{xy} = \frac{\partial^2 \eta_{xy}}{\partial x^2} = K_x S''\left(\frac{y}{L_{1,2}}\right), \quad (\text{VI.4.21})$$

где  $K_y$  — кривизна в главном сечении мульды сдвижения вкрест простирания пласта;  $K_x$  — кривизна в главном сечении мульды сдвижения по простиранию пласта.

Аналогично рассчитываются горизонтальные сдвигения и горизонтальные деформации земной поверхности.

Горизонтальные сдвигения в направлении вкрест простирания пласта в сечениях параллельных главному сечению равны

$$\xi_{yx} = \xi_y S\left(\frac{x}{L_3}\right). \quad (\text{VI.4.22})$$

Горизонтальные сдвигения в направлении по простиранию пласта в сечениях параллельных главному сечению выражаются так:

$$\xi_{xy} = \xi_x S\left(\frac{y}{L_{1,2}}\right), \quad (\text{VI.4.23})$$

где  $\xi_y$  и  $\xi_x$  — горизонтальные сдвигения в главных сечениях мульды сдвигения вкрест простираня и по простиранию пласта.

Горизонтальные деформации земной поверхности в направлении вкрест простираня пласта в сечениях параллельных главному можно записать следующим образом:

$$\epsilon_{yx} = \frac{\partial \xi_{yx}}{\partial y} = \epsilon_y S \left( \frac{x}{L_3} \right). \quad (\text{VI.4.24})$$

Горизонтальные деформации земной поверхности в направлении по простиранию пласта в сечениях параллельных главному можно выразить в виде формулы

$$\epsilon_{xy} = \frac{\partial \xi_{xy}}{\partial x} = \epsilon_x S \left( \frac{y}{L_{1,2}} \right). \quad (\text{VI.4.25})$$

где  $\epsilon_y$  и  $\epsilon_x$  — горизонтальные деформации в главных сечениях мульды сдвигения вкрест простираня и по простиранию пласта в главных сечениях мульды сдвигения.

Величины горизонтальных сдвижений точек поверхности в заданном направлении определяются как проекция составляющих векторов сдвигения на это направление.

Наклоны, горизонтальные деформации и кривизна в заданном направлении рассчитываются как производные первого и второго порядка в этом направлении. Из дифференциального исчисления известно, что производная в заданном направлении может быть выражена через производные в направлениях  $x$  и  $y$ .

Например, наклоны в направлении, определяемом углом  $\lambda$  (см. рис. 136), можно представить в следующем виде:

$$i_\lambda = \frac{\partial \eta_{xy}}{\partial r} = \frac{\partial \eta_{xy}}{\partial x} \frac{\partial x}{\partial r} + \frac{\partial \eta_{xy}}{\partial y} \frac{\partial y}{\partial r} = i_{xy} \cos \lambda + i_{yx} \sin \lambda. \quad (\text{VI.4.26})$$

Аналогично рассчитывается кривизна, т. е.

$$K_\lambda = \frac{\partial^2 \eta_{xy}}{\partial r^2} = K_{xy} \cos^2 \lambda + K_{yx} \sin^2 \lambda + \frac{\partial^2 \eta_{xy}}{\partial x \partial y}, \quad (\text{VI.4.27})$$

где  $K_{xy}$  и  $K_{yx}$  — кривизна земной поверхности соответственно в главном сечении мульды по простиранию и в главном сечении мульды вкрест простираня пласта;  $\frac{\partial^2 \eta_{xy}}{\partial x \partial y}$  — скручивание

земной поверхности,  $\frac{\partial^2 \eta_{xy}}{\partial x \partial y} = i_{xy} \frac{F(z_y)}{L_1}$ ;  $z_y = \frac{y}{L_1}$ , если точка  $M$

расположена в полумульде по падению и  $\frac{\partial^2 \eta_{xy}}{\partial x \partial y} = i_{xy} \frac{F(z_y)}{L_2}$ ;

$z_y = \frac{y}{L_2}$ , если точка  $M$  расположена в полумульде по восстаню.

Горизонтальные деформации земной поверхности в направлении  $\lambda$  определяются как первые производные функции горизонтальных сдвижений по переменной  $r$  в этом направлении

$$\begin{aligned} \varepsilon_\lambda &= \frac{\partial \xi}{\partial r} = \frac{\partial}{\partial r} [\xi_x \cos \lambda + \xi_y \sin \lambda] = \varepsilon_{xy} \cos^2 \lambda + \varepsilon_{yx} \sin^2 \lambda + \\ &+ \frac{1}{2} \Delta_{xy} \sin 2\lambda, \end{aligned} \quad (\text{VI.4.28})$$

где

$$\Delta_{xy} = \frac{\xi_x F(z_y)}{L_2} + \frac{\xi_y F(z_x)}{L_3},$$

если точка расположена в полумульде по восставию, или

$$\Delta_{xy} = \frac{\xi_x F(z_y)}{L_1} + \frac{\xi_y F(z_x)}{L_3},$$

если точка расположена в полумульде по падению.

Параметр  $\Delta_{xy}$  называют сдвигом, он характеризует изменение прямых до деформирования углов элементарного квадрата на земной поверхности.

Знаки функций  $F(z_x)$  и  $F(z_y)$  определяются в зависимости от рассматриваемой зоны мульды сдвижения. В зоне I (АоБ)  $F(z_x) < 0$ ,  $F(z_y) < 0$ ; в зоне II (БоА')  $F(z_x) < 0$ ,  $F(z_y) > 0$ ; в зоне III (В'оА')  $F(z_x) > 0$ ,  $F(z_y) > 0$ ; в зоне IV (АоВ')  $F(z_x) > 0$ ,  $F(z_y) < 0$ .

Расчеты сдвижений и деформаций от нескольких выработок в одном пласте или свите выполняются последовательно от каждой выработки; суммарные сдвижения и деформации от нескольких выработок определяются путем алгебраического сложения сдвижений и деформаций от каждой выработки.

При расчетах сдвижений и деформаций от нескольких выработок учитывается так называемая активизация процесса сдвижения. Под активизацией процесса сдвижения понимают изменение характера распределения и величины сдвижений и деформаций земной поверхности и толщи горных пород при разработке пластов смежными выработками или при разработке свит пластов по сравнению со сдвижениями и деформациями от отдельной выработки при первичной подработке. Активизация процесса сдвижения возникает вследствие появления трещин, расслоений при первичной подработке, которые при последующих подработках под влиянием опорного давления могут закрываться и изменять характер и параметры процесса сдвижения. Активизацию процесса сдвижения при разработке свит пластов учитывают изменения величины максимального оседания земной поверхности за счет параметра  $q_0$  из формулы (VI.4.4).

При разработке пластов смежными выработками активизацию учитывают путем использования вместо фактических размеров выработок их расчетных значений, зависящих от свойств горных пород, типов месторождений, глубины горных работ и размера межлавных целиков.

Расчетный размер выработки, например в Донбассе, определяется по формуле

$$D_p = D + \Delta D_n + \Delta D_v, \quad (\text{VI.4.29})$$

где  $D$  — фактический размер выработки;  $\Delta D_n$  и  $\Delta D_v$  — поправки в размеры выработки со стороны падения и со стороны восстания пласта. Величины поправок  $\Delta D_n$  и  $\Delta D_v$  зависят от глубины расположения горных выработок, размеров межлавных целиков и типа углей и могут изменяться в пределах от  $0,2 H_{cp}$  (при первичной разработке пласта отдельными выработками) до  $0,15 H_{cp}$  (при бесцеликовой системе разработки пластов смежными выработками).

Расчеты ожидаемых сдвижений и деформаций земной поверхности при отсутствии сдвижения пород лежащего бока автоматизированы на основе использования ЭВМ и графопостроителей.

Сдвиги пород по слабым контактам могут привести к образованию на земной поверхности сосредоточенных деформаций в виде уступов и трещин.

Величины обратных уступов зависят от углов поворота (наклонов) пачки пород, деформирующейся без расслоений  $i_c$  и ее мощности. Обратные уступы образуются при изгибе пачек вследствие взаимного скольжения пород по контактам.

Величины обратных уступов в полумульде по падению определяются по формуле

$$h_y = i_c l f_1(\alpha) c, \quad (\text{VI.4.30})$$

где  $l$  — горизонтальная мощность пачки пород (расстояние между уступами на земной поверхности,  $f_1(\alpha)$  — некоторая функция, зависящая от угла падения пород  $\alpha$ ;  $c$  — коэффициент, зависящий от строения пород;  $i_c$  — наклон пачки.

Расчеты уступов по выражению (VI.4.30) выполнять довольно сложно, так как значение наклона пачек  $i_c$  нельзя непосредственно рассчитать по методу типовых кривых, поэтому предварительно необходимо найти зависимости между наклонами  $i_c$  и средними наклонами земной поверхности (при отсутствии уступов). Эти зависимости можно представить в следующем виде:

$$i_c = i f_2(\alpha),$$

где  $f_2(\alpha)$  — некоторая функция угла падения пластов. Под-

ставляя это выражение в выражение (VI.4.30) и полагая, что  $f_1(\alpha)f_2(\alpha) = f(\alpha)$ , получим

$$h_y = i_c f(\alpha) c. \quad (\text{VI.4.31})$$

По наблюдениям установлено, что функция  $f(\alpha)$  при определенном диапазоне углов падения для условий Донбасса может быть представлена в виде  $f(\alpha) = \left(\frac{\alpha}{\rho} - 0,6\right)^2$ . Значение коэффициента  $c$  зависит от крепости пород или марок углей, которые отражают степень метаморфизма и крепость всей толщи пород.

В Донбассе  $c=10$  при марках углей Д-Ж;  $c=6$  при марках К, ОС, Т;  $c=3$  при марках ПА-А.

Проведенные в последнее время исследования показали, что в качестве функции  $f(\alpha)$  может использоваться выражение  $f(\alpha) = \sin^2(\alpha - 15^\circ)[1 + 2 \sin(\alpha - 15^\circ)]$ , полученное на основе перехода от наклонов сечений нормальных к напластованию, к наклонам земной поверхности. Среднее значение  $l$  для Донбасса равно 30 м. Обратные уступы на земной поверхности возникают при разработке свиты пластов, когда сцепление горных пород по отдельным слабым контактам практически равно нулю.

Прямые уступы образуются в полумульде по восстанию пласта, их величины зависят от оседания земной поверхности, вызванного подвижками пород по контактам напластований в зоне ВГ (см. рис. 110).

Структура эмпирических формул для расчета прямых уступов имеет вид

$$h_{\text{п}} = k_{\alpha} \frac{m}{H_{\text{в}}}, \quad (\text{VI.4.32})$$

где  $m$  — вынимаемая мощность пласта;  $k_{\alpha}$  — коэффициент, зависящий от угла падения пород;  $H_{\text{в}}$  — глубина верхней границы очистных работ.

По формуле (VI.4.32) и аналогичным ей зависимостям определяются величины уступов на выходах разрабатываемого пласта и в зоне со стороны восстания от очистных работ.

В работе [9] приводится метод расчета подвижек пород по контактам напластований и прямых уступов, в котором, вместо величин  $k_{\alpha}m$  используется параметр  $k'_{\alpha}$ , величины которого определяются углом падения пласта.

#### VI.4.4. РАСЧЕТ СДВИЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИИ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ СДВИЖЕНИИ ПОРОД ЛЕЖАЧЕГО БОКА

При крутом залегании пород, когда углы падения пород больше предельных значений (см. табл. 18), в значительной степени меняется характер процесса сдвижения горных пород и земной



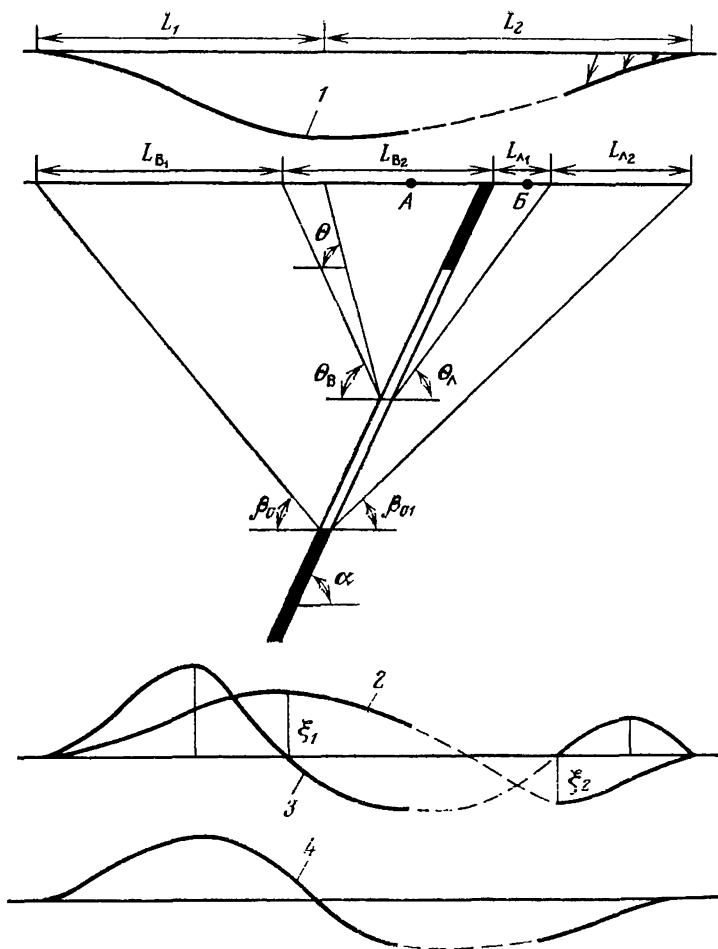


Рис. 137. Схема сдвижений и деформаций в главном сечении мульды сдвижения на разрезе вкрест простирания:

1 — оседания; 2 — горизонтальные сдвижения; 3 — горизонтальные деформации; 4 — наклоны; АБ — зона провалов

поверхности — увеличивается доля составляющих, вызванных сдвигами пород по контактам напластований; векторы сдвижения под влиянием сдвигов пород в значительной мере отклоняются от нормали к напластованию. Вследствие разгрузки пород на отдельных участках и высокого уровня напряжений на площадках, перпендикулярных слоистости, происходит сдвижение пород лежащего бока. Разработанные методы расчета сдвижений и деформаций основаны на результатах наблюдений

при выемке пластов на одном-трех горизонтах [9]. Расчеты выполняются только в главных сечениях мульды сдвижения вкрест простиранья пласта. В мульде сдвижения при крутом залегании пластов ( $\alpha > \alpha_{\text{пред}}$ ) различают полумульду по падению  $L_1$  и полумульду по восстанию  $L_2$ , границы которых определяются соответственно граничными углами  $\beta_0$  и  $\beta_{01}$  (рис. 137). Эти полумульды используются для вычислений оседаний земной поверхности. Для определения горизонтальных сдвижений и деформаций различают следующие участки в мульде сдвижения: висячем боку от границы мульды по падению до точки максимальных горизонтальных сдвижений —  $L_{в_1}$ ; висячем боку от точки максимальных горизонтальных сдвижений до проекции выхода почвы разрабатываемого пласта под наносы —  $L_{в_2}$ ; в породах лежачего бока от выхода почвы пласта под наносы до точки максимальных горизонтальных сдвижений в лежащем боку —  $L_{л_1}$ ; от точки максимальных горизонтальных сдвижений до границы мульды в породах лежачего бока —  $L_{л_2}$ .

Величина максимального оседания в мульде определяется как и при отсутствии сдвижения лежачего бока по выражению, в котором вместо  $\cos \alpha$  используется коэффициент  $k_3$ , учитывающий характерное направление векторов сдвижения с учетом сдвигов пород по контактам. Можно записать

$$\eta_m = k_3 m \sqrt{n_1 n_2}, \quad (\text{VI.4.33})$$

где

$$n_1 = N_1^2 = 0,7 \frac{D_1}{H_{\text{ср}}}; \quad n_2 = N_2^2 = 0,7 \frac{D_2}{H_{\text{ср}}},$$

$D_1$  и  $D_2$  — размеры выработок на разрезе вкрест простиранья и по простиранью пласта;  $H_{\text{ср}}$  — средняя глубина разработки;  $k_3 = q_0 f(\alpha)$  — коэффициент, зависящий от угла падения  $\alpha$ .

$\alpha$ , угл. градус . . . . .	60	70	80	90
$k_3$ . . . . .	0,4	0,35	0,30	0,40

Величины сдвижений и деформаций в точках главных сечений мульды сдвижения вкрест простиранья определяется следующим образом:

а) оседания в полумульдах  $L_1$  и  $L_2$

$$\eta_y = \eta_m S(z), \quad (\text{VI.4.34})$$

где  $S(z)$  — функция распределения оседаний;  $z = x/L_1$  — в полумульде по падению;  $z = x/L_2$  — в полумульде по восстанию;

б) горизонтальные сдвижения на разрезе вкрест простиранья на участках  $L_{в_1}$ ,  $L_{в_2}$ ,  $L_{л_1}$  и  $L_{л_2}$

$$\xi_{L_{в_1}} = \xi_1 S(z); \quad (\text{VI.4.35})$$

$$\xi_{L_{в_2}} = \xi_1 F(z); \quad (\text{VI.4.36})$$

$$\xi_{L_{л_1}} = \xi_2 F(z); \quad (\text{VI.4.37})$$

$$\xi_{L_{л_2}} = \xi_2 S(z), \quad (\text{VI.4.38})$$

где  $F(z)$  — функция распределения горизонтальных сдвижений;  $z = x/L_{в,в_2,л_1,л_2}$ ; (начало координат находится в точках максимальных горизонтальных сдвижений);  $S(z)$  — функция распределения оседаний, начало координат находится в точках максимальных горизонтальных сдвижений на участках  $L_{в_1}$  и  $L_{л_2}$ ;  $\xi_1$  — максимальные горизонтальные сдвиги в породах висячего бока, определяющиеся из выражения  $\xi_1 = k_\alpha \eta_m$ ;  $k_\alpha$  — коэффициент, зависящий от вынимаемой мощности пласта  $m$ , угла падения пласта  $\alpha$  и отношения длины  $l_1$  оставленного на верхних горизонтах целика (под наносами) к размеру выработки по падению  $D_1$ . Значение  $k_\alpha = 1,5$  соответствует углу падения пластов  $\alpha = 70^\circ$ , отношению  $\frac{l_1}{D} < 0,1$ , вынимае-

мой мощности пласта  $m > 5$  м, а  $\frac{l_1}{k_\alpha} = 0,3$  соответствует  $\alpha = 90^\circ$ ,

$\frac{l_1}{D} > 0,3$  и  $m \leq 5$  м,  $\xi_2$  — максимальное горизонтальное сдвижение в породах лежащего бока, определяющееся из выражения  $\xi_2 = -k_{л_1} \xi_1$ . Коэффициент  $k_{л_1}$  зависит от угла падения пласта, изменяется в диапазоне от 0 при  $\alpha = 50^\circ$  до 1 при  $\alpha = 90^\circ$ , так как при углах падения пластов  $\alpha = 50^\circ$  отсутствует сдвижение пород лежащего бока, а при  $\alpha = 90^\circ$  величины горизонтальных сдвижений лежащего и висячего боков равны между собой;

в) горизонтальные деформации на разрезе вкрест простирания на участках  $L_{в_1}$ ,  $L_{в_2}$ ,  $L_{л_1}$  и  $L_{л_2}$

$$\varepsilon_{L_{в_1}} = -\frac{\xi_1}{L_{в_1}} S'(z); \quad (\text{VI.4.39})$$

$$\varepsilon_{L_{в_2}} = -\frac{\xi_1 - \xi_2}{L_{в_1} + L_{л_1}} F'(z); \quad (\text{VI.4.40})$$

$$\varepsilon_{L_{л_1}} = -\frac{\xi_1 - \xi_2}{L_{в_1} + L_{л_1}} F'(z); \quad (\text{VI.4.41})$$

$$\varepsilon_{L_{л_2}} = -\frac{\xi_2}{L_{л_2}} S'(z), \quad (\text{VI.4.42})$$

где  $S'(z)$  и  $F'(z)$  — производные функции  $S(z)$  и  $F(z)$  по переменной  $z$ .

При расчете сдвижений и деформаций в условиях крутого залегания пород при  $\alpha > \alpha_{\text{сред}}$  необходимо учитывать состав и свойства покрывающих и подстилающих пород. Если в висячем боку залегают крепкие монолитные породы, то величины сдвижений лежащего бока значительно больше, чем висячего и, наоборот, если лежащий бок составляют крепкие монолитные породы (песчаники и известняки), то величины сдвижения пород

висячего бока значительно больше, чем лежачего. Это учитывается введением специальных коэффициентов [9].

Особое внимание следует уделять учету влияния нескольких выработок при разработке свит крутых пластов на одном и нескольких горизонтах. В ряде случаев метод алгебраического сложения величин сдвижений и деформаций от отдельных выработок при крутом залегании пластов использовать нельзя, особенно если толща пород содержит дизъюнктивные нарушения, которые оказывают существенное влияние на величины и распределение сдвижений и деформаций от каждой выработки в зависимости от взаимного расположения выхода сместителя нарушения и самой выработки<sup>1</sup>.

#### **VI.4.5. ПРОГНОЗ ВЕРОЯТНЫХ СДВИЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ**

Прогноз вероятных сдвижений и деформаций необходим для выбора мер защиты проектируемых объектов, намеченных к строительству на угленосных территориях при отсутствии планов развития горных работ.

Можно выделить два основных условия ведения горных работ:

- 1) пологое залегание пластов ( $\alpha < 35^\circ$ );
- 2) наклонное и крутое залегание пластов ( $\alpha \geq 35^\circ$ ).

При пологом залегании пластов и неизвестном расположении выработок принято считать, что они могут занимать произвольное положение по отношению друг к другу и подрабатываемым объектам в зонах с определенными параметрами. Если размеры этих зон равны длине мульд от каждой выработки, то сдвижения и деформации от выработок в пределах каждого пласта рассматриваются как независимые случайные величины со средними горизонтальными сдвижениями и деформациями, равными нулю, и стандартами отклонений от средних, соизмеримыми с величиной максимальных сдвижений и деформаций земной поверхности.

Таким образом, при разработке одного пласта в качестве вероятных сдвижений и деформаций, вызванных влиянием выработок в пласте, принимаются максимальные их значения.

При разработке свит пластов суммарные вероятные сдвижения и деформации (за исключением оседаний, которые складываются алгебраически) определяются на основании законов сложения независимых случайных величин (по законам накопления ошибок измерений).

---

<sup>1</sup> Методические указания по прогнозу сдвижений и деформаций земной поверхности и определению нагрузок на здания при многократных подработках.— Л.: ВНИИМ, 1987.

В соответствии с этим величины вероятных оседаний земной поверхности при разработке свиты пластов составят

$$\eta_{\text{в}} = 0,9(m_1 + m_2 + \dots + m_n) \cos \alpha, \quad (\text{VI.4.43})$$

где  $m_1, m_2, \dots, m_n$  — вынимаемые (эффективные) мощности разрабатываемых пластов.

Вероятные горизонтальные деформации на разрезе вкрест простирания и по простиранию пластов определяются по следующим формулам:

$$\varepsilon_{\text{в}} = \pm 0,7 (\cos^2 \alpha + \sin 2\alpha) \sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1}\right)^2 + \left(\frac{m_2}{H_2}\right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H_n}\right)^2}; \quad (\text{VI.4.44})$$

$$\varepsilon_{\text{в}} = \pm 0,7 \cos^2 \alpha \sqrt{\left(\frac{m_1}{H'_1}\right)^2 + \left(\frac{m_2}{H'_2}\right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H'_n}\right)^2}. \quad (\text{VI.4.45})$$

Вероятная кривизна земной поверхности на разрезе вкрест простирания и по простиранию пластов выражается так:

$$K_{\text{в}} = \pm \frac{\cos \alpha}{0,3} \sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1}\right)^2 + \left(\frac{m_2}{H_2}\right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H_n}\right)^2}; \quad (\text{VI.4.46})$$

$$K_{\text{в}} = \pm \frac{\cos \alpha}{0,3} \sqrt{\left(\frac{m_1}{H'_1}\right)^2 + \left(\frac{m_2}{H'_2}\right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H'_n}\right)^2}, \quad (\text{VI.4.47})$$

где  $H_1, H_2, \dots, H_n$  — глубины залегания пластов в точках пересечения с линией максимального влияния на разрезе вкрест простирания, проведенной из рассматриваемой точки под углом  $\sigma = 90^\circ - 0,8\alpha$  в сторону восстания пластов;  $H'_1, H'_2, \dots, H'_n$  — глубины залегания пластов под объектом А, Б (рис. 138).

Понятие линии максимального влияния вводится для получения максимальных значений деформаций. Наблюдения показывают, что если границы выработок расположены в определенных точках по отношению к объекту, то на объекте будут наблюдаться максимальные деформации. На разрезе вкрест простирания — на линии, проведенной под углом  $\sigma = 90^\circ - 0,8\alpha$  в сторону восстания, а на разрезе по простиранию — на вертикальной линии.

Выражения (VI.4.44) — (VI.4.47) характеризуют сложение независимых случайных величин, в качестве которых используются максимальные деформации от влияния каждого пласта. Например, горизонтальные деформации на разрезе вкрест про-

стирания от влияния выработок в первом, втором и  $n$ -ом пластах составляют  $\varepsilon_1 = 0,7 (\cos^2 \alpha + \sin 2\alpha) \frac{m_1}{H_1}$ ;

$$\varepsilon_2 = 0,7 (\cos^2 \alpha + \sin 2\alpha) \frac{m_2}{H_2};$$

$$\varepsilon_n = 0,7 (\cos^2 \alpha + \sin 2\alpha) \frac{m_n}{H_n}.$$

Суммарное влияние выработок на земную поверхность получено без каких-либо ограничений на возможное их расположение относительно друг друга, т. е. рассматриваются практически все возможные положения выработок в пределах мульды сдвижения от каждого пласта.

На практике разработка месторождения даже при пологом залегании пластов определяется технологическими схемами, характерными для конкретных районов, которые накладывают определенные ограничения на взаимное положение выработок. Как правило, на точку земной поверхности одновременно оказывают влияние не более трех разрабатываемых пластов, причем выработки в этих пластах могут находиться относительно друг друга в определенных (ограниченных) зонах (наиболее влияющими будут пласты, имеющие максимальные значения  $\frac{m}{H}$ ).

Поэтому совместное влияние выработок в свите пластов на разрезе вкрест простирания можно определять с помощью следующих выражений:

$$K_B = \pm \frac{\cos \alpha}{0,3} \left[ \frac{m_1}{H_1} + 0,8 \frac{m_2}{H_2} + 0,6 \frac{m_3}{H_3} \right]; \quad (\text{VI.4.48})$$

$$\varepsilon_B = \pm 0,7 (\cos^2 \alpha + \sin 2\alpha) \left[ \frac{m_1}{H_1} + 0,8 \frac{m_2}{H_2} + 0,6 \frac{m_3}{H_3} \right]. \quad (\text{VI.4.49})$$

Коэффициенты в выражениях (VI.4.48), (VI.4.49), учитывающие степень влияния второго и третьего пластов, зависят от размеров зоны.

Выражения (VI.4.46), (VI.4.47), (VI.4.48) дают значения кривизны, определяемой по сглаженным кривым. При большой глубине разработки отклонения от этой кривой, вызванные влиянием слабых контактов, достаточно велики. Поэтому факти-

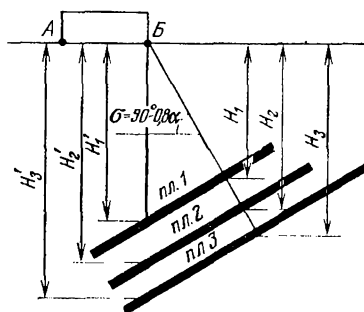


Рис. 138. Глубины залегания пластов при расчете вероятных сдвижений и деформаций

ческая кривизна по данным наблюдений в отдельных точках в три-пять раз больше, чем определяемая по сглаженным кривым.

При разработке свит наклонных и крутых пластов в расчетах вероятных сдвижений и деформаций необходимо учитывать развитие горных работ по горизонтам. Так как при перспективном планировании горных работ порядок разработки пластов на каждом горизонте неизвестен, то при расчетах вероятных сдвижений и деформаций поступают следующим образом. На

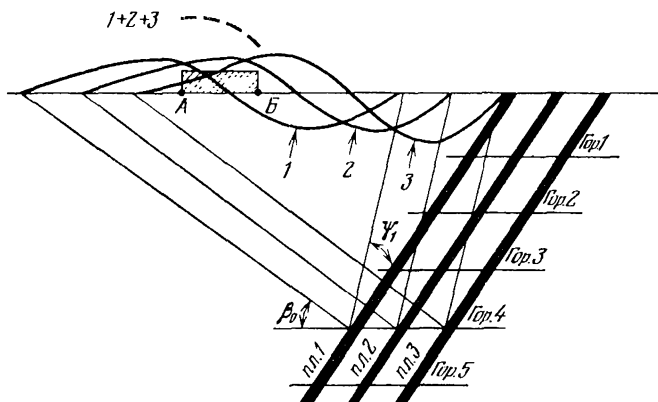


Рис. 139. Вероятные сдвижения и деформации при ведении горных работ по горизонтам:

АВ — объект; 1 — горизонтальные деформации от выработок по пласту 1 на наиболее влияющем горизонте; 2 — то же по пласту 2; 3 — то же по пласту 3; 1+2+3 — суммарные горизонтальные деформации от выработок по пластам 1, 2, 3 на наиболее влияющем горизонте

разрезах вкрест простирания намечают наиболее вероятное положение горизонтов, исходя из принятой высоты этажа. От нижних границ выработок на каждом горизонте под углами  $\beta_0$  и  $\phi_1$  (рис. 139) проводят линии до пересечения с земной поверхностью и определяют зоны влияния от каждого пласта. Выполняют расчеты сдвижений и деформаций земной поверхности от влияния каждого пласта по методике, изложенной в разделах VI.4.3, VI.4.4. Для этого считают, что нижние границы выработок могут располагаться на первом, втором и  $n$ -ом горизонтах при постоянном заданном положении верхней границы выработок, например, в точках выхода пластов под наносы. Находят величины сдвижений и деформаций при отработке каждого пласта в пределах каждого горизонта. Сдвижения и деформации от влияния свиты пластов при ее последовательной разработке на каждом горизонте определяют путем отдельного суммирования положительных и отрицательных сдвижений и деформаций. Полученные максимальные по абсолютной величине сдвижения

и деформации при обработке пластов до определенного (наиболее влияющего горизонта) используются как вероятные при выборе мер защиты объектов.

#### VI.4.6. ПРОГНОЗ СДВИЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

К сложным горно-геологическим условиям относится прежде всего разработка свит пластов на большой глубине и при нарушенном залегании пород.

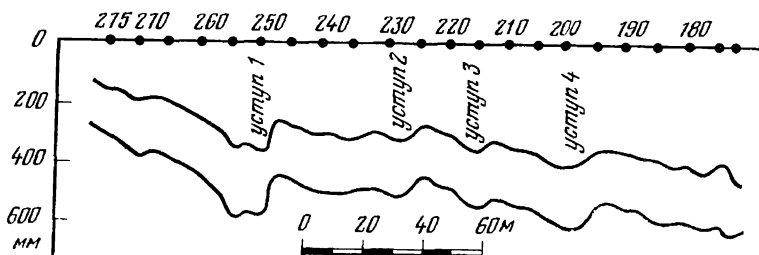


Рис. 140. Графики оседаний земной поверхности на шахте им. Гасвого в Донбассе при разработке свит крутопадающих пластов

Разработка свит пластов на большой глубине часто приводит к увеличению неравномерных составляющих сдвижений и деформаций земной поверхности, которые невозможно прогнозировать с помощью плавных функций распределения. В качестве примера приведем оседания земной поверхности при разработке свит крутопадающих пластов (рис. 140). Для оценки величин деформаций целесообразно пользоваться их статистическими характеристиками (средними значениями и дисперсией).

При разработке свит пластов на большой глубине неравномерные составляющие деформаций, вызванные наличием слабых контактов и другими причинами соизмеримы или существенно превышают средние значения. Это учитывается введением коэффициентов перегрузки при переходе от ожидаемых или вероятных значений сдвижений и деформаций к расчетным их значениям, принимаемым для выбора мер защиты объектов.

При разработке пологих пластов погрешности определения наклонов и горизонтальных деформаций не превышают 30 % от их максимальных значений, найденных по сглаженным кривым, а при разработке свит крутопадающих пластов эти погрешности возрастают до 100—150 %.

Особое внимание следует уделять прогнозу деформаций земной поверхности на выходах дизъюнктивных нарушений. Как



уже отмечалось, в зоне дробления сместителя нарушения горные породы имеют пониженную прочность. Сцепление пород по плоскости сместителя нарушения значительно меньше, чем вне зоны дробления, поэтому при его подработке возможны сдвиги и отрывы пород по плоскости и значительные деформации на выходах тектонических нарушений.

В настоящее время изучены в основном три типа дизъюнктивных нарушений:

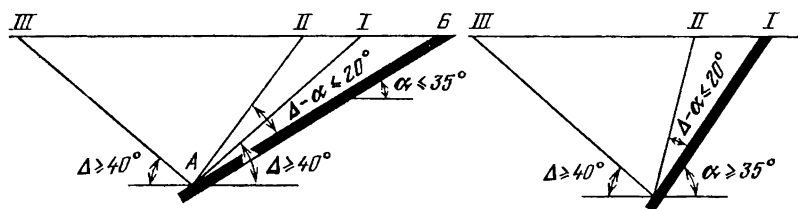


Рис. 141. Положение сместителей нарушений второй группы при пологом и крутом залегании пластов:

*I—III* — зона выходов сместителей нарушений; *I—II* — зона обратных уступов; *II—III* — зона прямых уступов; *AB* и *AI* — зоны влияния горных работ

1) нарушения при пологом залегании пластов ( $\alpha < 35^\circ$ ) с углами падения сместителей до  $45^\circ$ ;

2) нарушения при пологом залегании пластов ( $\alpha < 35^\circ$ ) с углами падения сместителей  $\Delta \geq 50^\circ$ , а также нарушения при наклонном и крутом залегании пластов ( $\alpha_{\text{пред}} > \alpha \geq 35^\circ$ ) с углами падения сместителей  $\Delta \geq 40^\circ$ ;

3) крутопадающие разрывные нарушения и шарниры синклиналиальных складок типа складок Прокопьевско-Киселевского района Кузбасса при углах падения пластов  $\alpha > \alpha_{\text{пред}}$  и углах падения плоскостей сместителей нарушений и осевых поверхностей складок  $\Delta \geq 60^\circ$ .

В зонах влияния дизъюнктивных нарушений первой группы горизонтальные деформации, наклоны и кривизна земной поверхности при их подработке не превышают 20 % от максимальных величин этих деформаций в мульде в обычных условиях (без влияния нарушений).

В зоне влияния нарушений второй группы появляются прямые и обратные уступы, а горизонтальные деформации, наклоны и кривизна могут в 3—7 раз превысить их максимальные значения, полученные в обычных условиях.

При подработке таких нарушений прямые уступы образуются вследствие сдвига пород по плоскости сместителя нарушения, а обратные уступы — вследствие изгиба сместителя при подработке (рис. 141).

При подработке сместителей нарушений третьей группы на выходе зон тектонического влияния, вследствие заполнения

рыхлыми породами зоны дробления образующихся в массиве расслоений, возникают канавообразные углубления.

Наибольшую опасность для сооружений представляют нарушения второй и третьей групп. Необходима разработка надежных методов прогноза деформаций на выходах нарушений второй группы в Донбассе. Прогноз деформаций на выходах сместителей нарушений нужен в тех случаях, когда в зону влияния сместителя (она составляет примерно 60 м) попадают те или иные сооружения.

Расчет деформаций земной поверхности на выходах нарушений второй группы выполняется по формулам:

а) наклоны на выходе сместителя нарушений

$$i_t = i_m k_i, \quad (\text{VI.4.50})$$

где  $i_m$  — максимальный наклон земной поверхности, определяемый без учета влияния нарушения в той полумульде, в которой находится выход сместителя нарушения;  $k_i$  — коэффициент концентрации деформаций, определяемый в зависимости от глубины расположения горных выработок;

$H$ , м . . . . .	до 200	400	600	700	и более
$k_i$ . . . . .	3	5	6	7	

б) горизонтальные деформации

$$\epsilon_t = \pm 0,5i_t \text{ при } \alpha \leq 45^\circ; \quad (\text{VI.4.51})$$

$$\epsilon_t = \pm i_t \text{ при } \alpha > 45^\circ; \quad (\text{VI.4.52})$$

в) высота прямого уступа при величинах углов  $\Delta - \alpha > 20^\circ$

$$h_t = 20 \text{ м} \cdot i_t k_y, \quad (\text{VI.4.53})$$

где  $k_y$  — коэффициент, зависящий от мощности рыхлых отложений  $h$  и мощности зоны дробленных пород  $m$ :

$h + M$ , м . . . . .	до 10	20	40	75
$k_y$ . . . . .	1,0	0,75	0,5	0,3

Высота прямого уступа зависит от сосредоточенного наклона, мощности рыхлых отложений и мощности зоны дробленных пород. Чем больше мощность рыхлых отложений и мощность зоны дробленных пород, тем меньше высота прямого уступа, образующегося на выходе сместителя нарушения. Мощность зоны дробления сместителей нарушений связана корреляционной зависимостью с амплитудой смещения, поэтому нарушения с большой амплитудой смещения более благоприятны для сооружений (с точки зрения образования уступов на земной поверхности), чем нарушения с небольшой амплитудой;

г) высота обратного уступа

$$h_y = 30 \text{ м} \cdot i_m k_\Delta, \quad (\text{VI.4.54})$$

где  $i_m$  — максимальный наклон в мульде сдвижения без учета влияния нарушения;  $k_\Delta$  — коэффициент, зависящий от угла падения сместителя.

$\Delta$ , угл. градус . . . . .	35	45	60	80
$k_\Delta$ . . . . .	0,25	0,55	1,3	1,8

Обратные уступы рассчитываются в тех случаях, когда разность  $\Delta - \alpha \leq 20^\circ$ . Они пропорциональны наклонам земной поверхности.

Необходимо учитывать, что в расчетные формулы входит ряд эмпирических коэффициентов, значения которых получены на основании данных наблюдений. По мере накопления данных значения этих коэффициентов могут корректироваться и уточняться.

Изучение характера деформирования земной поверхности при разработке пластов, залегающих в синклинальных складках, представляет сложную проблему.

При расчетах учитывают составляющие сдвижений и деформаций, вызванные изгибом слоев, сдвигами пород по контактам разрабатываемого крыла, сдвигами пород по контактам противоположащего крыла складки.

Характерной особенностью процесса сдвижения является возможность сдвига пород по осевой поверхности складки, где породы имеют пониженную прочность.

Сдвиг пород по осевой поверхности складки может привести к образованию уступов на земной поверхности.

Существует специальная методика расчета сдвижений и деформаций земной поверхности при разработке пластов, залегающих в синклинальных складках [9].

Вследствие постоянного изменения горно-геологических параметров, свойств горных массивов, недостаточной изученности процесса сдвижения, ожидаемые и вероятные сдвижения и деформации определяются со значительными погрешностями.

Сравнения измеренных и расчетных сдвижений и деформаций показывают, что средние квадратические погрешности вероятных и ожидаемых сдвижений и деформаций характеризуются следующими величинами:

а) средняя квадратическая погрешность оседания  $\sigma_\eta = \pm (0,1 \div 0,2) \eta_m$ ;

б) средняя квадратическая погрешность горизонтальных сдвижений  $\sigma_\xi = \pm (0,1 \div 0,2) \xi_m$ ;

в) средняя квадратическая погрешность наклонов  $\sigma_i = \pm (0,2 \div 0,4) i_m$ ;

г) средняя квадратическая погрешность кривизны  $\sigma_K = \pm (0,4 \div 0,8) K_m$ ;

д) средняя квадратическая погрешность горизонтальных деформаций  $\sigma_\epsilon = \pm (0,2 \div 0,4) \epsilon_m$ ,

где  $\eta_m$ ,  $\xi_m$ ,  $i_m$ ,  $K_m$  и  $\epsilon_m$  — максимальные оседания, горизонтальные сдвигения, наклоны, кривизна и деформации земной поверхности.

В сложных горно-геологических условиях при разработке свит пологих, наклонных и крутопадающих пластов на большой глубине при нарушенном залегании погрешности ожидаемых и вероятных горизонтальных деформаций и наклонов могут возрасти в 3—4 раза, а погрешности кривизны — в 5—6 раз.

#### VI.4.7. ОБЩАЯ ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТЬ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ И ПЕРИОД ОПАСНЫХ ДЕФОРМАЦИЙ

При оценке развития процесса сдвижения во времени выделяют две основные стадии: общую продолжительность процесса сдвижения и период опасных деформаций.

Под *общей продолжительностью процесса сдвижения* понимают период времени, в течение которого земная поверхность над выработанным пространством находится в состоянии сдвижения. Началом процесса сдвижения считается дата, когда оседание точки земной поверхности достигает 15 мм, а за окончание процесса принимается дата, после которой суммарные оседания земной поверхности за полгода не превышают 10 % от их максимальных значений, причем они не должны превышать 30 мм.

*Периодом опасных деформаций* называется время, в течение которого проявляется вредное влияние подземных разработок на сооружения и природные объекты. Это происходит, когда величины деформаций или сдвижений превышают свои допустимые значения.

Общая продолжительность процесса сдвижения и период опасных деформаций зависят от глубины разработок и скорости развития горных работ в зоне влияния.

При выемке пласта отдельной лавой общая продолжительность процесса сдвижения зависит от периода времени, в течение которого лава проходит зону влияния на объект, и некоторого периода после подработки объекта 1, 2, 3, 4, связанного с уплотнением пород (рис. 142).

Границы зоны влияния по простиранию определяются по граничному углу  $\delta_0$  и углу полных сдвижений по простиранию  $\psi_3$ . За начало процесса сдвижения принимается положение очистных выработок на линии *АБ*. Окончанию процесса сдвижения соответствует определенный период времени после прохождения забоев через линию *ВГ*, определяемую по углам полных сдвижений  $\psi_3$ .

При определении общей продолжительности процесса сдвижения и периода опасных деформаций от нескольких выработок необходимо учитывать время их раздельного и совместного

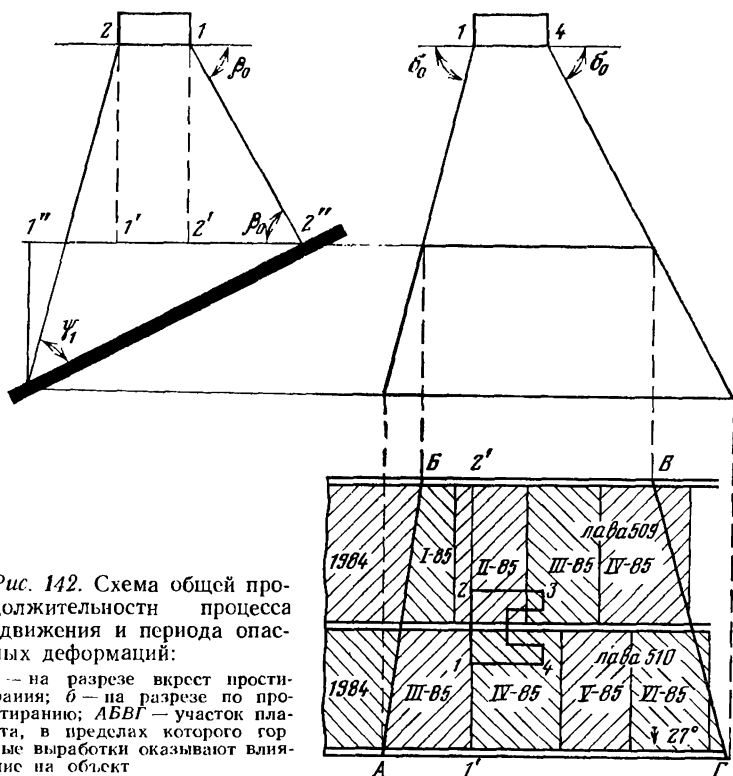


Рис. 142. Схема общей продолжительности процесса сдвижения и периода опасных деформаций:

*a* — на разрезе вкост простираания; *б* — на разрезе по простираанию; *АВВГ* — участок пласта, в пределах которого горные выработки оказывают влияние на объект

влияния на рассматриваемый объект. Так, например если общая продолжительность процесса сдвижения от лавы 509 составляет период  $T_1$ , а общая продолжительность процесса сдвижения от лавы 510 равна  $T_2$ , то общая продолжительность процесса сдвижения от влияния на объект обеих лав составит  $T_{\text{общ}} = T_1 + T_2 + T_n - T_{1,2,n}$ , где  $T_{\text{общ}}$  — общая продолжительность процесса сдвижения;  $T_1$  — продолжительность процесса сдвижения от влияния первой выработки;  $T_2$  — то же от влияния второй выработки;  $T_n$  — то же от влияния  $n$ -й выработки;  $T_{1,2,n}$  — время совместного влияния на объект первой, второй,  $n$ -й лав.

Аналогично определяется период опасных деформаций земной поверхности. Для данного примера время совместного влияния обеих лав на объект составляет март и апрель месяцы 1985 г. (период времени, когда обе лавы действовали одновременно на объект в зоне влияния), т. е.  $T_{1,2,n} = 2$  мес.

Следует отметить, что общая продолжительность процесса сдвижения и период опасных деформаций в значительной степени зависят также от крепости и строения покрывающих по-

род. Наличие крепких монолитных песчаников и известняков в толще может изменять указанные временные характеристики процесса сдвижения.

## VI.5. ОСОБЕННОСТИ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И МЕРЫ ЗАЩИТЫ ОБЪЕКТОВ ОТ ВРЕДНОГО ВЛИЯНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАЗРАБОТОК

### VI.5.1. ОХРАНА СООРУЖЕНИЙ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Рудные месторождения отличаются большим разнообразием форм и размеров залежей, мощностью, структурными особенностями и крепостью вмещающих пород, а также различными применяемыми системами разработки.

Характер и параметры процесса сдвижения горных работ и земной поверхности на рудных месторождениях определяются совместным влиянием горно-геологических и горно-технических факторов: структурными особенностями массива горных пород (слоистое или неслоистое строение, согласное или несогласное залегание, тектоническая нарушенность вмещающих пород), прочностными свойствами и углами падения вмещающих пород и рудных тел и др.

Наиболее активно развивается процесс сдвижения при разработке мощных рудных залежей системами с обрушением (рис. 143).

Сдвигение слоистых пород висячего бока рудных тел выше области беспорядочного обрушения развивается преимущественно в форме прогиба слоев в сторону выработанного пространства. При прогибе происходит расслоение толщи пород на слои, а также раскрытие нормаль-носекущих трещин и послонные подвижки — скольжение слоев относительно друг друга. При крутом падении рудных тел в результате послонных подвижек на земной поверх-

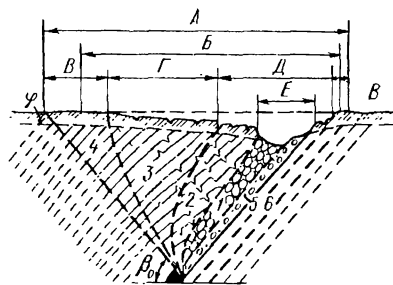


Рис. 143. Область влияния горных выработок при полном развитии процесса сдвижения:

А — общая зона влияния горных выработок на земную поверхность; Б — зона опасных сдвижений; В — зона плавных сдвижений; Г — зона трещин; Д — зона обрушения; Е — зона воронок и провалов; 1 — область беспорядочного обрушения; 2 — область крупных трещин и разломов; 3 — область трещин; 4 — область плавных сдвижений; 5 — область сдвигов по напластованию; 6 — область плавных сдвижений по напластованию

пости могут возникать уступы (террасы). В краевых частях мульды сдвижения образуются значительные зоны плавных сдвижений земной поверхности с деформациями, превышающими критические значения.

Сдвижение слоистых пород лежащего бока происходит преимущественно в форме расслоения и сползания слоев пород по напластованию, слабым контактам или пропласткам пород, а также по крупным тектоническим нарушениям.

Преобладающей формой сдвижения пород неслоистого строения является отрыв и обрушение блоков пород в выработанное пространство. На земной поверхности наиболее распространены зоны провалов, обрушения и трещин (террас); зона плавных сдвижений имеет незначительные размеры, а деформации в ней не превышают критических значений. Поэтому углы сдвижения  $\beta$ ,  $\beta_1$  и  $\delta$  в большинстве случаев равны углам разрывов  $\beta''$ ,  $\beta''_1$  и  $\delta''$ , причем значения этих углов больше, чем у слоистых пород.

Углы падения рудных тел и вмещающих пород на месторождениях со слоистым строением пород влияют на величину углов сдвижения  $\beta$  и на характер распределения сдвижений и деформаций в мульде сдвижения. С увеличением угла падения рудных тел величина  $\beta$  уменьшается, а мульда сдвижения приобретает несимметричную форму.

Угол  $\delta$  не зависит от углов падения рудных тел и вмещающих пород.

Учитывая многообразие и сложность горно-геологических условий, для установления величин углов сдвижения и решения других задач сдвижения горных пород и охраны сооружений все рудные месторождения классифицированы по характеру сдвижения.

Классификация составляет основу прогнозирования углов и других параметров сдвижения на месторождениях с неизученным процессом сдвижения горных пород. Основные классификационные признаки — строение толщи, крепость (коэффициент крепости по Протодьяконову,  $f$ ) вмещающих пород и угол падения рудных тел или вмещающих пород.

По строению пород все месторождения разделены на два основных типа: слоистые и неслоистые.

По крепости пород месторождения первого типа разделяются на три группы, имеющие различный характер и величины углов сдвижения.

Месторождения первой группы ( $f < 5$ ) сложены в основном слабометаморфизованными породами, которые по своим свойствам сходны с рыхлыми отложениями или с породами зоны выветривания. Анизотропность таких пород в большинстве случаев проявляется слабо, так как различия между прочностными характеристиками пород в монолите и по поверхностям напла-

ствования и сланцеватости сравнительно невелики. Поэтому зависимость углов сдвижения от углов падения слоев пород в этой группе месторождений выражена слабо, а небольшая прочность пород способствует образованию пологих углов сдвижения.

На месторождениях второй группы ( $f=5-8$ ) анизотропия горного массива проявляется наиболее заметно, так как напластование, контакты слоев и сланцеватость создают многочисленные хорошо выраженные поверхности ослабления. Такая структура массива и сравнительно невысокая крепость пород создают благоприятные условия для сдвижения подработанной толщи в форме изгиба слоев. В этой группе месторождений зависимость углов сдвижения от крепости и углов падения проявляется наиболее заметно.

На месторождениях третьей группы ( $f>8$ ) условия для сдвижения пород в форме прогиба становятся менее благоприятными. В крепких нерассланцованных породах прочностные характеристики по поверхностям ослабления увеличиваются. Это ухудшает условия для разделения массива на слои и для возникновения межслоевых подвижек, вследствие чего происходит зависание слоев пород и увеличение углов сдвижения.

На месторождениях второго типа строение и прочностные свойства массивов крепких неслоистых пород более однородны и определяются в основном интенсивностью трещиноватости пород.

Численные значения углов сдвижения для определения границ зон опасного влияния подземных разработок определяют по следующим формулам:

$$\delta = 55^\circ + 1,5^\circ f_{\text{ср}}; \quad (\text{VI.5.1})$$

$$\beta = \delta - (0,30 + 0,01 f_{\text{ср}}) \alpha; \quad (\text{VI.5.2})$$

$$\beta_1 = 35^\circ + 3,4^\circ f_{\text{л. б}}; \quad (\text{VI.5.3})$$

где  $f_{\text{ср}}$  — среднее весовое значение коэффициента крепости пород;  $f_{\text{л. б}}$  — коэффициент крепости пород лежащего бока;  $\alpha$  — угол падения рудного тела, принимаемый в расчетах при  $f_{\text{ср}} \leq 8$  не более  $60^\circ$  и при  $f_{\text{ср}} > 8$  — не более  $65^\circ$ . Величина угла  $\beta$  не должна превышать значения угла  $\alpha$ .

На рудных месторождениях допускаются совместная или комбинированная отработка залежей открытым и подземным способом при соблюдении определенных мер безопасности, регламентируемых нормативными документами по охране сооружений.

В настоящее время на рудных месторождениях действует ряд нормативных документов по сдвижению горных пород и охране сооружений. Это различные правила, указания по охране сооружений для групп генетически связанных месторождений (например, Кривбасса, Медного Урала, Горной Шории



и др.) или для отдельных месторождений (Тырныауза, Норильска).

Нормы защиты сооружений, основные закономерности процесса сдвижения в различных горно-геологических условиях рудных месторождений, методы наблюдений и ряд других вопросов изложены в отраслевых нормативных материалах.

## VI.5.2. ВЫБОР МЕР ЗАЩИТЫ ОБЪЕКТОВ

Выбор мер защиты объектов производится на основании расчетных сдвижений и деформаций земной поверхности (ожидаемых или вероятных, умноженных на коэффициенты перегрузки). Прежде всего, должно выполняться отношение расчетных сдвижений и деформаций к их допустимым и предельным величинам для данного объекта. Допустимыми и предельными деформациями земной поверхности называются такие деформации, для устранения которых для дальнейшей эксплуатации объектов достаточно произвести наладочные и ремонтные работы.

Если расчетные деформации земной поверхности больше допустимых, то следует применять специальные меры защиты.

Для установления характера подобных мер важным показателем являются предельные деформации земной поверхности, превышение которых может привести к аварийному состоянию зданий и сооружений.

В тех случаях, когда расчетные деформации земной поверхности находятся в диапазоне от допустимых до предельных значений, для защиты объектов достаточно применять только конструктивные меры защиты.

Если расчетные деформации земной поверхности больше предельных, то кроме специальных горных мер защиты объектов, требуются конструктивные меры.

Конструктивные меры защиты — это усиление объектов с помощью стальных тяжей и железобетонных поясов, разрезка зданий на отсеки, выправление наземной части зданий с помощью домкратов; при защите трубопроводов — установка компенсаторов, вскрытие, подсыпка балласта под железнодорожное полотно и др.

Горные меры защиты предусматривают специальные способы ведения горных работ в одном пласте и в свите, уменьшающие деформации или исключают их однозначное накопление. Горными мерами защиты являются: закладка выработанного пространства, последовательное ведение горных работ в свите пластов с разрывом в пространстве и времени разработки отдельных пластов, частичная выемка запасов по площади, ведение горных работ на глубинах, больших безопасной глубины разработок, оставление предохранительных целиков.

*Безопасной глубиной разработки* называется такая глубина,

при которой горные работы не вызывают в сооружениях недопустимые деформации. Ведение горных работ ниже горизонта безопасной глубины разработки приводит к необходимости проведения наладочных и ремонтных работ.

Безопасные и предельные глубины разработки  $H_б$  и  $H_{пред}$  определяются по формулам:

$$H_б = k_б m; \quad (VI.5.4)$$

$$H_{пред} = k_{пред} m, \quad (VI.5.5)$$

где  $k_б$  — коэффициент, зависящий от допустимых деформаций земной поверхности,  $k_б = k / \epsilon_{доп}$ ;  $k_б = k_i / i_{доп}$ ;  $k_{пред}$  — коэффициент, зависящий от предельных деформаций земной поверхности,  $k_{пред} = k / \epsilon_{пред}$ ,  $k_{пред} = k_i / i_{пред}$ ;  $\epsilon_{доп}$  и  $i_{доп}$  — допустимые значения горизонтальных деформаций и наклонов для рассматриваемых объектов;  $\epsilon_{пред}$  и  $i_{пред}$  — предельные горизонтальные деформации и наклоны земной поверхности для рассматриваемых объектов.

Безопасная глубина разработки учитывается при выборе мер защиты железных дорог, путепроводов, автомагистралей и защиты шахт от прорывов воды из подрабатываемых водотоков, водоемов на земной поверхности и обводненных горных пород.

Под *безопасной глубиной разработки под водным объектом* понимается минимальная глубина, при которой зона водопроводящих трещин не достигает нижней границы водного объекта.

При подработке железных дорог и водных объектов величины безопасной глубины зависят от вынимаемой мощности пласта, категории объекта (железные дороги) или его группы (водные объекты). Так, например железные дороги в зависимости от их значимости разделяются на четыре категории, а водные объекты — на две группы.

Для определения возможности ведения горных работ под гражданскими зданиями используется показатель суммарных деформаций  $\Delta l$ , определяемый по формуле (VI.4.1).

При оценке ожидаемых повреждений объектов, расположенных на уступах, в качестве показателя суммарных деформаций применяется показатель  $\Delta l_y$ , который можно вычислить так:

$$\Delta l_y = l \left[ m_\epsilon \epsilon + 2 \frac{h_y}{d_y} \frac{H_3}{l} \right], \quad (VI.5.6)$$

где  $h_y$  — расчетная высота уступа;  $d_y$  — размер зоны повреждения здания в районе уступа, равный 10—15 м (для двух- и пятиэтажных зданий соответственно);  $H_3$  — высота здания;  $m_\epsilon$  — коэффициент условий работы;  $\epsilon$  — расчетные горизонтальные деформации земной поверхности.

Для перехода от нормативных показателей к допустимым и предельным значениям суммарных деформаций необходимо

учитывать следующие факторы: грунтовые условия, материал и толщину стен, их износ, наличие жестких перекрытий, конфигурацию здания.

$$\Delta l_{\text{доп}} = [\Delta l_{\text{доп}}] n_1 n_2 n_3 n_4 n_5; \quad (\text{VI.5.7})$$

$$\Delta l_{\text{пред}} = [\Delta l_{\text{пред}}] n_1 n_2 n_3 n_4 n_5, \quad (\text{VI.5.8})$$

где  $[\Delta l_{\text{доп}}]$  и  $[\Delta l_{\text{пред}}]$  — допустимые и предельные нормативные показатели суммарных деформаций;  $n_1, n_2, n_3, n_4, n_5$  — коэффициенты, учитывающие грунт, материал и толщину стен, износ, наличие жестких перекрытий, форму здания.

**Горные меры охраны объектов.** Это специальные способы ведения горных работ и управления горным давлением, обеспечивающие снижение деформаций земной поверхности в основании объектов. К горным мерам относятся:

1) применение специальных способов ведения горных работ, приводящих к снижению деформаций земной поверхности в основании подрабатываемых объектов;

2) ведение горных работ на глубинах, больших безопасной глубины разработки;

3) оставление предохранительных целиков угля для защиты объектов.

Специальные способы ведения горных работ можно классифицировать следующим образом.

1. Способы ведения горных работ при выемке одного или нескольких пластов, уменьшающие деформации земной поверхности в любом заданном направлении.

К числу таких способов относятся: применение закладки выработанного пространства; частичная выемка запасов по площади с оставлением части полезного ископаемого в недрах; последовательная разработка свит пластов, исключающая накопление деформаций от нескольких пластов.

2. Специальные способы ведения горных работ в одном пласте и в свите, обеспечивающие снижение деформаций в одном из наиболее опасных для сооружения направлений.

Закладка выработанного пространства способствует уменьшению эффективной мощности пластов. Практика показывает, что применение в качестве закладочных материалов твердеющих составов при специальных способах выемки запасов (камерная система на рудных месторождениях) способствует снижению эффективной мощности пласта до 5 % от вынимаемой мощности. При гидрозакладке, например в Донбассе, эффективная мощность составляет 25—35 % от вынимаемой.

Частичная выемка запасов по площади широко применяется в ряде капиталистических стран. В СССР частичная выемка запасов используется при подработке отдельных объектов.

При пологом залегании пластов наименьший размер выработок не должен превышать  $D_1 \leq 0,25 \div 0,3 H_{\text{ср}}$ , где  $H_{\text{ср}}$  — сред-

Рис. 144. Схема частичной выемки запасов:

1 — оседания и горизонтальные деформации при частичной выемке пластов; 2 — то же при полной отработке пластов; *I* — объект в лежащем боку

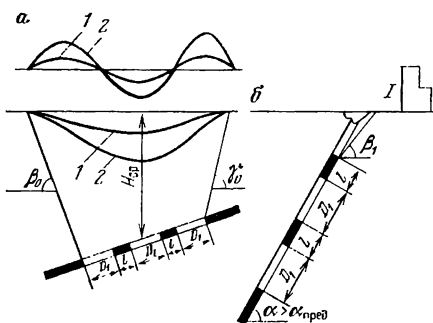
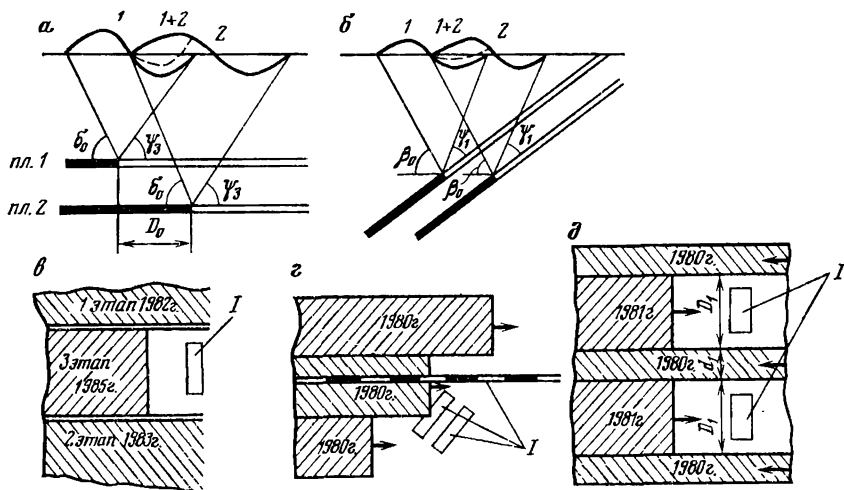


Рис. 145. Схема выемки запасов под охраняемыми объектами, уменьшающей вредное влияние горных разработок:

1 — деформации от пласта 1; 2 — деформации от пласта 2; 1+2 — суммарные деформации от пластов 1 и 2; *I* — объект



няя глубина разработки, а размер оставляемых между выработками целиков  $l \geq 0,12 \div 0,15 H_{cp}$  (рис. 144, а).

При частичной выемке запасов деформации земной поверхности уменьшаются в 5—10 раз по сравнению с деформациями при извлечении запасов без оставления межлавных целиков.

Для защиты объектов, расположенных в лежащем боку угольных пластов, попадающих в зону опасного влияния горных разработок (при углах падения  $\alpha > \alpha_{пред}$ ), может также применяться частичная выемка запасов со следующими параметрами (рис. 144, б): размеры лав  $D_1 < 50-70$  м, а размеры оставленных межлавных целиков при глубинах разработки  $H_{cp} < 200$  м составляют  $l = 0,5D_1$ , а при  $H_{cp} > 200$  м  $l = D_1$ . Применение такой системы горных работ способствует уменьшению деформаций в лежащем боку разрабатываемых угольных пластов до величин, меньших критических ( $\epsilon < 2 \cdot 10^{-3}$ ;  $i < 4 \cdot 10^{-3}$ ;  $k < 0,2 \cdot 10^{-3}$  1/м).

При разработке свит пластов для исключения накопления однонаправленных деформаций применяется последовательная разработка пластов с заданным опережением  $D_0$  (рис. 145, а), которое приводит к наложению зон деформаций с разными знаками. Если границы выработанного пространства располагать в различных пластах с заданным опережением, то можно добиться того, чтобы деформации от выемки свит пластов не превышали деформаций от одного наиболее влияющего на земную поверхность пласта. Такой же способ ведения горных работ применяется при наклонном залегании пластов (рис. 145, б). Отработка пластов в три этапа способствует уменьшению деформаций в направлении вкрест простирания пласта. На первом и втором этапах объект получает незначительные деформации, на третьем этапе система горных работ приводит к тому, что объект попадает в плоское дно мульды сдвижения (рис. 145, в).

При расположении наибольших сторон объектов под углом к направлению простирания или расположении вытянутых объектов по простиранию (например железные дороги) применяют систему горных работ с заданным опережением забоев (рис. 145, г). Опережение забоев при подработке объектов, расположенных под углом  $\gamma$ , выбирают так, чтобы линия на плане, соединяющая середины очистных выработок, была параллельна наибольшим сторонам объектов. При подработке вытянутых по простиранию объектов расстояние в плане между очистными забоями определяют таким образом, чтобы деформации одного знака по простиранию не накладывались друг на друга. Применение указанного способа способствует снижению деформаций земной поверхности в два-три раза по сравнению с обычными системами.

Для защиты объектов, расположенных наибольшей стороной вкрест простирания, может применяться система «парных штреков» (рис. 145, д). На первом этапе в соответствии с этой системой пласт разрабатывается узкими лавами длиной  $A_1 = 0,25 \div 0,35 H_{ср}$ , которые оказывают незначительное влияние на земную поверхность. Затем разрабатываются промежуточные участки лавами длиной  $D_1 = 0,5 H_{ср}$ , причем  $D_1 \leq 200$  м. Система «парных штреков» приводит к уменьшению деформаций земной поверхности в направлении вкрест простирания в 2—3 раза по сравнению с обычными системами.

Приведенные специальные способы ведения горных работ способствуют уменьшению деформаций земной поверхности на отдельных локальных участках. При ведении горных работ под крупными застроенными территориями они менее эффективны, чем применение закладки или частичная выемка пластов.

В тех случаях, когда специальные системы ведения горных работ не дают нужного эффекта, для охраны объектов в нед-

рах оставляются предохранительные целики. Охраняемая площадь включает площадь объектов и площадь предохранительной бермы. Ширина предохранительной бермы принимается в зависимости от категории охраны объекта. Все охраняемые объекты, с точки зрения построения предохранительных целиков, разделяются на четыре основные категории, учитывая значения допустимых деформаций. При  $[\epsilon] \leq 2 \cdot 10^{-3}$ ,  $[i] \leq 4 \cdot 10^{-3}$  (первая категория), ширина предохранительной бермы принимается равной 20 м; при  $[\epsilon] = (2,1 \div 4,0) \cdot 10^{-3}$  и  $[i] = (4,1 \div 6,0) \cdot 10^{-3}$

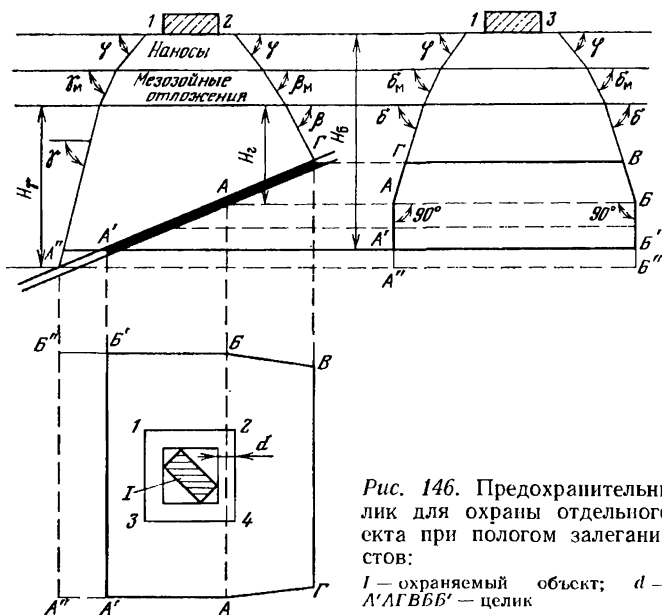


Рис. 146. Предохранительный целик для охраны отдельного объекта при пологом залегании пластов:  
1 — охраняемый объект;  $d$  — берма;  
 $A'A'B'B'B'$  — целик

(вторая категория) ширина предохранительной бермы равна 15 м; при  $[\epsilon] = (4,1 \div 6,0) \cdot 10^{-3}$ ,  $[i] = (6,1 \div 8,0) \cdot 10^{-3}$  (третья категория) ширина предохранительной бермы составит 10 м, а для остальных объектов (четвертая категория) — 5 м.

Для определения охраняемой площади для группы объектов, вокруг этой группы строится многоугольник со сторонами, параллельными сторонам охраняемых объектов, на расстоянии, равном ширине предохранительной бермы. Если наибольшая сторона объекта составляет угол, отличный от 0 или 90° с направлением простирания (вкрест простирания) пластов, то вокруг объекта строят контур со сторонами, параллельными и перпендикулярными на плане линии простирания пласта (рис. 146). Построение предохранительных целиков может выполняться способом вертикальных разрезов или графо-аналитическим способом (способом перпендикуляров).

На разрезах вкрест простирания границы целиков по восстановлению определяют по углам  $\varphi$  — в наносах,  $\beta_m$  — в мезозойских отложениях и  $\beta$  — в коренных породах. Со стороны падения на разрезе вкрест простирания границы целиков определяются по углам  $\varphi$  — в наносах,  $\gamma_m$  — в мезозойских отложениях, и  $\gamma$  — в коренных породах.

Если горизонт безопасной глубины  $H_6$  пересекает почву пласта выше охранной плоскости, проведенной к горизонту под углом  $\gamma$  (линия  $A'B'$ ), то за нижнюю границу целика принимается линия почвы пласта  $A'B'$ , расположенная на безопасной глубине разработки, а не линия пересечения охранной плоскости с пластом  $A''B''$ .

На разрезе по простиранию границы целика определяются по углам  $\varphi$  — в наносах,  $\sigma_m$  — в мезозойских отложениях и  $\delta$  — в коренных породах до глубины, равной  $H_r$ . Ниже глубины  $H_r$  границы целика в коренных породах определяются плоскостями, проведенными под углами  $90^\circ$  к горизонту.

Глубина  $H_r$  определяется из выражения

$$H_r = \sqrt{\frac{\operatorname{tg} \gamma - \operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \gamma + \operatorname{tg} \alpha}} H_\gamma \quad (\text{VI.5.9})$$

где  $\gamma$  — угол сдвига со стороны восстания пласта;  $H_\gamma$  — расстояние по вертикали между нижней границей целика (без учета безопасной глубины) и контактом коренных пород с мезозойскими отложениями (наносами). Допускается срезание углов целиков в соответствии с рекомендациями работы [9].

При крутом залегании пород для защиты объектов, расположенных в лежачем боку пластов, верхняя граница целиков на разрезе вкрест простирания определяется углами  $\varphi$  — в наносах и  $\beta$  — в коренных породах, а нижняя граница целика — безопасной глубиной разработки (рис. 147).

Границы целика по простиранию определяются углами  $\varphi$  в наносах и углами  $90^\circ$  в коренных породах.

На месторождениях, где возможны сдвиги пород по контактам напластований (например в Челябинском бассейне), для защиты вертикальных стволов и ответственных объектов на земной поверхности дополнительно строятся целики — упоры со стороны падения от охраняемого объекта (рис. 148).

Граница целика — упора со стороны падения пласта располагается на глубине  $H_y = H_s \sqrt[3]{n}$ , где  $H_s$  — глубина, зависящая от угла падения пластов, мощности наносов и мезозойских отложений (при углах падения  $\alpha = 15^\circ$  и  $h + h_m = 5 - 20$  м  $H_s = 30 \div 50$  м, при  $\alpha = 45^\circ$   $H_s = 110 \div 200$  м, а при  $\alpha = 60^\circ$   $H_s = 155 \div 285$ );  $n$  — число разрабатываемых пластов.

Размер целика — упора по простиранию по линии пересе-

Рис. 147. Схема построения целика для охраны объекта при крутом залегании пород

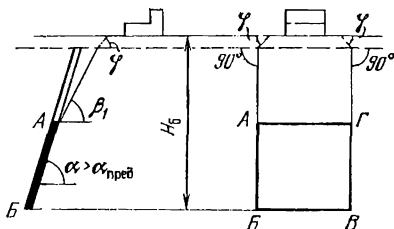
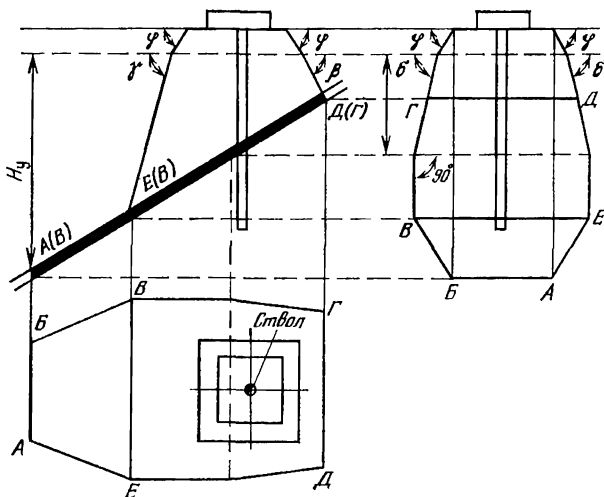


Рис. 148. Целик — упор для защиты вертикального ствола в условиях подвижек пород по напластованию



чения охранной плоскости, проведенной под углом  $\gamma$ , принимается равным размеру предохранительного целика  $EB$  на глубине  $H_y$ .

Размер целика — упора по простиранию  $AB$  равен размеру по простиранию охраняемой площади.

При построении целиков для объектов, расположенных диагонально, в плане по отношению к линии простирания пластов (угол между объектом и простиранием в плане отличается от 0 или  $90^\circ$ ) используют углы  $\beta'$  и  $\gamma'$  на разрезах, не совпадающих с разрезами вкрест простирания и составляющих углы  $\theta$  с направлением простирания пластов.

Форма границы зоны опасных сдвижений в плане показывает, что между углами сдвижения в главных сечениях мульды вкрест простирания пластов  $\beta$  и  $\gamma$ , углом сдвижения в главном сечении мульды по простиранию  $\delta$  и острым углом между направлением разреза и линий вкрест простирания  $\theta$  (или углом



между линией простираения и соответствующей границей бермы), существуют следующие зависимости:

$$\begin{aligned} \operatorname{ctg} \beta' &= \sqrt{\operatorname{ctg}^2 \beta \cos^2 \theta + \operatorname{ctg}^2 \delta \sin^2 \theta}; \\ \operatorname{ctg} \gamma' &= \sqrt{\operatorname{ctg}^2 \gamma \cos^2 \theta + \operatorname{ctg}^2 \delta \sin^2 \theta}. \end{aligned} \quad (\text{VI.5.10})$$

При построении целиков для охраны вытянутых объектов, расположенных диагонально относительно простираения пласта,

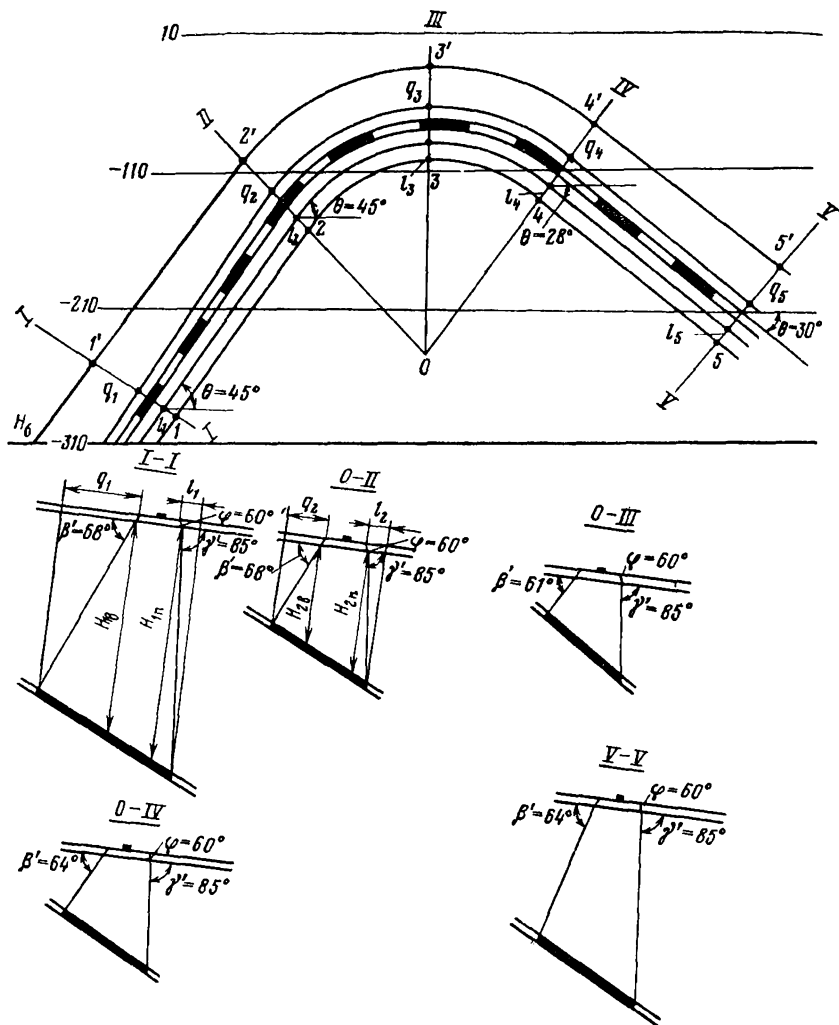


Рис. 149. Целик для охраны железной дороги, построенный способом вертикальных разрезов

можно использовать метод вертикальных разрезов, которые строятся перпендикулярно линии бермы в характерных местах объекта. На этих разрезах определяются значения углов  $\beta'$  и  $\gamma'$  по выражениям (VI.5.10), либо по номограмме [9]. Линии разрезов выбираются в характерных точках объекта. При построении целика для охраны железной дороги использованы разрезы I—I, O—II, O—III, O—IV и V—V (рис. 149). На каждом разрезе по углам  $\beta'$  и  $\gamma'$  с учетом бермы определяют границы целиков со стороны восстания и падения пласта и откладывают горизонтальные размеры целика на плане. Соединяя на плане плавными линиями полученные точки, определяют контур целика 1—2—3—4—5—5'—4'—3'—2'—1'.

Иногда вместо метода вертикальных разрезов для построения целиков применяют метод перпендикуляров, в котором размеры целика на плане в плоскости соответствующего разреза определяются аналитически. Длину перпендикуляра к берме можно выразить так:

а) в сторону восстания пласта

$$q = h \operatorname{ctg} \varphi + \frac{(H_{\text{в}} + h) \operatorname{ctg} \beta'}{1 + \operatorname{ctg} \beta' \cos \theta \operatorname{tg} \alpha}; \quad (\text{VI.5.11})$$

б) в сторону падения пласта

$$l = h \operatorname{ctg} \varphi + \frac{(H_{\text{п}} - h) \operatorname{ctg} \gamma'}{1 - \operatorname{ctg} \gamma' \cos \theta \operatorname{tg} \alpha}, \quad (\text{VI.5.12})$$

где  $H_{\text{п}}$  — расстояние по вертикали от контакта коренных пород с наносами до угольного пласта, причем вертикаль проходит через точку пересечения охранной плоскости в наносах (под углом  $\varphi$ ) с контактом коренных пород со стороны восстания;  $H_{\text{в}}$  — то же со стороны падения.

При мезозойских отложениях методы определения длин перпендикуляров  $q$  и  $l$  приводятся в работе [9].

Построение предохранительных целиков для защиты глубоких вертикальных стволов имеет ряд особенностей.

Целиков, построенных по углам сдвижения, начиная с некоторой глубины горных работ  $H_0$ , недостаточно для защиты глубоких вертикальных стволов. Это связано со значительным увеличением опорного давления на большой глубине. При оконтуривании горными работами целиков, построенных по углам сдвижения, на больших глубинах начинает деформироваться крепь стволов (в тех случаях, когда стволы закреплены жестко). Поэтому при глубинах разработки  $H_0 > 400$  м в Донбассе и  $H_0 > 600$  м в Кузбассе и Кизеловском бассейне целики для защиты вертикальных стволов строятся следующим образом (рис. 150): при углах падения пластов до  $45^\circ$  при глубинах  $H = H_0$  — по углам сдвижения, а при глубинах разработки  $H_1$  (в Донбассе  $H_1 = 600$  м) для охраны вертикальных стволов — по

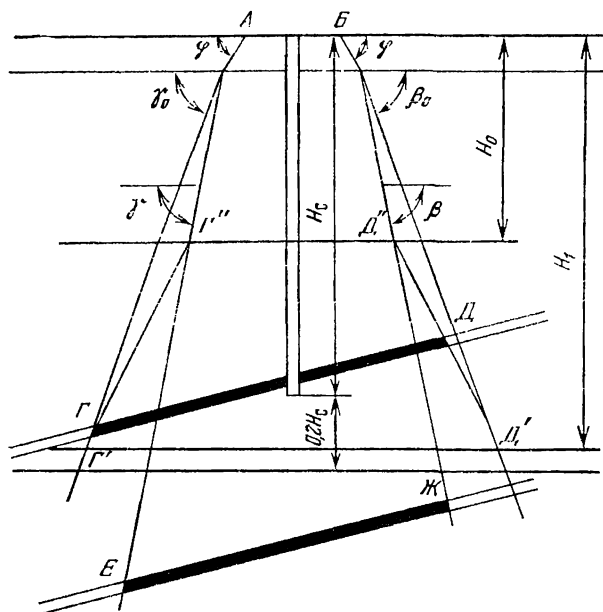


Рис. 150. Схема построения целиков для охраны глубокого шахтного ствола при углах падения пластов  $\alpha < 45^\circ$

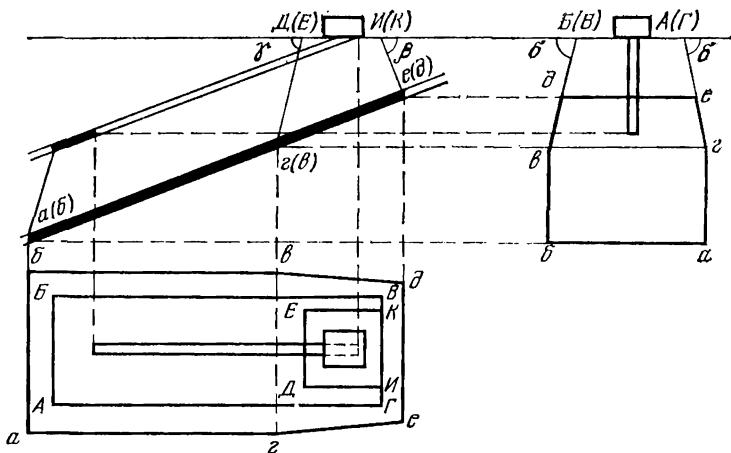


Рис. 151. Схема построения целика для охраны наклонного ствола

граничным углам. На разрезах проводятся плоскости  $Г'Г''$  и  $Д'Д''$ , соединяющие границы целика на глубинах  $H_0$  и  $H_1$ . Границы целиков по пластам, залегающим в диапазоне глубин от  $H_0$  до  $H_1$ , находятся в точках пересечения указанных плоскостей с пластами (точки  $Г$  и  $Д$ ); целики в пластах, залегающих на глубинах  $H \geq 1,2H_c$  ( $H_c$  — глубина ствола), строятся по углам сдвига (точки  $Е$  и  $Ж$ ).

При построении целиков по простиранию в Донбассе для охраны глубоких стволов используются углы  $\delta'_0 = \delta_0 + \Delta_3$ , где поправка  $\Delta_3$  к граничному углу определяется в соответствии с работой [9]. Вертикальные стволы охраняются вместе с подъемными комплексами.

При построении целика для защиты наклонного ствола прежде всего определяют размеры опорных целиков в том пласте, по которому пройден ствол. На плане со стороны восстания от устья ствола откладывают берму шириной 10 м. Затем строят охраняемую площадь в пласте  $A, B, B, Г$ , учитывая опорный целик (*абвгде*) по простиранию и падению, а также берму по восстанию (рис. 151). Далее определяют разряд зданий и ширину соответствующей бермы [9]. Если охраняемая площадь для защиты этих объектов выходит за охраняемую площадь для защиты ствола, то целик в нижележащих пластах строят с учетом этой площади. Для охраны надшахтного здания и здания подъемной машины целик строят по углам  $\beta, \gamma, \delta$  (целик *звгде*), для защиты наклонного ствола по простиранию используют углы  $\delta = 90^\circ$ . Таким образом, получают контур целика в плане (*абвгдег*).

**Меры защиты горных выработок от затопления.** Основной мерой защиты служит ведение горных работ на безопасных глубинах разработки или вне зоны опасного влияния водных объектов.

При определении зон опасного влияния и построении целиков для предотвращения прорывов воды в горные выработки из водосмов, водотоков и обводненных пород используют углы разрывов по простиранию  $\delta''$  и вкрест простирания  $\beta''$  и  $\gamma''$ .

Под *зоной опасного влияния водного объекта* понимают участок, в пределах которого выемка полезного ископаемого может привести к недопустимому увеличению притока воды в горные выработки, а в отдельных случаях — к прорыву воды и затоплению выработок. Зона опасного влияния водного объекта  $K' K'' B'' B'$  строится по углам разрыва  $\beta'', \gamma'', \delta''$ , которые определяют положение систем водопроводящих трещин в массиве и на земной поверхности (рис. 152). Все основные водные объекты по своему характеру делятся на две группы:

<sup>1</sup> Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР.— Л.: ВНИМИ, 1978.

1) водотоки, водоемы и обводненные породы в массиве, подстилаемые глинами или суглинками, если их мощность не менее глубины водоема, водотока, или не менее напора воды над почвой водоносного горизонта. К этой группе также относятся водные объекты с уровнями воды в коренных породах ниже глин (суглинков);

2) все другие водные объекты, не относящиеся к первой группе.

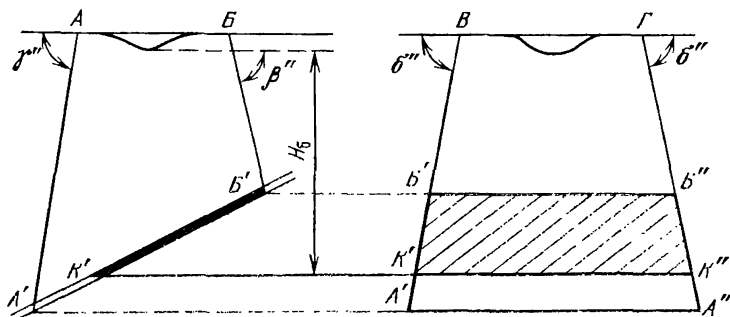


Рис. 152. Схема определения зоны опасного влияния водного объекта на подземные выработки:

AA', BB', A'B, A'Г — линии на разрезе по простиранию и вкост простирания соответственно; KK' — граница целика со стороны падения

При подработке водных объектов первой группы за пределами зоны опасного влияния увеличения притоков воды в горные выработки не происходит, тогда как подработка водных объектов второй группы может вызвать увеличение притоков при исключении опасности прорывов воды.

За *границу водного объекта*, не имеющего в основании обводненных пород, принимается граница максимального разлива воды, установленная гидрогеологической службой с вероятностью 0,97. За нижнюю границу водотока принимается дно. При определении границ водного объекта в плане следует учитывать возможное увеличение его площади, происходящее вследствие оседаний земной поверхности.

Под *безопасной глубиной разработки под водным объектом* понимается минимальная глубина, при которой зона водопродвижающих трещин над выработанным пространством не доходит до нижней границы водного объекта. Эта глубина зависит от величины деформаций горных пород и пропорциональна корню квадратному из вынимаемой мощности пласта  $m$ .

Кроме того, на величины безопасной глубины разработки оказывают влияние мощности глинистых паносов для водных объектов первой и второй группы.

В настоящее время важным является определение безопасной глубины разработки при выемке свит угольных пластов [9]. Однако изучено оно недостаточно.

Безопасная глубина разработки при выемке свиты пластов зависит прежде всего от взаимного положения выработок в свите и периода времени между подработками водного объекта горными выработками в различных пластах.

Высота зоны водопроводящих трещин может определяться экспериментально с помощью специальных гидрогеологических наблюдений. Подобные наблюдения обычно проводятся на участках, которые располагаются либо в зоне опасного влияния водного объекта, либо вблизи нее.

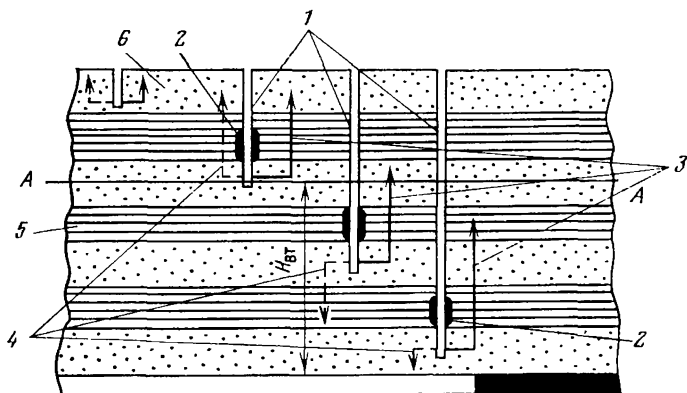


Рис. 153. Схема определения высоты зоны водопроводящих трещин с помощью пьезометров:

1 — пьезометры; 2 — тампонирующее устройство; 3 — уровень воды до подработки; 4 — уровень воды после подработки; 5 — водоупорные слои; 6 — водоносные слои; AA — граница зоны водопроводящих трещин

Известно несколько способов определения высоты зоны водопроводящих трещин, наиболее распространенным из которых является способ наблюдений за напорами воды (применяется при коэффициентах фильтрации пород более  $10^{-4}$  м/сутки). Он осуществляется с помощью пьезометров (специальных скважин, оборудованных для наблюдений за напорами воды). Скважины бурятся до каждого водоносного горизонта, который потенциально может войти в зону водопроводящих трещин или залегать несколько выше предполагаемой зоны водопроводящих трещин (рис. 153). С помощью тампонирующих устройств рассматриваемый водоносный горизонт изолируется от вышележащих горизонтов.

До проведения горных работ определяется уровень воды в каждой скважине, который характеризует напор в рассматриваемом водоносном горизонте. После подработки уровень

воды в отдельных скважинах падает, вследствие того, что они попадают в зону водопроницающих трещин, а в некоторых скважинах остается практически без изменения. Высота зоны водопроницающих трещин  $H_{в.т}$  определяется как расстояние по нормали от кровли пласта до середины интервала между водоносными горизонтами, в нижнем из которых наблюдается падение уровня воды (снижение напора), а в верхнем напор остается практически без изменения.

Необходимо уделять внимание ведению горных работ у затопленных выработок. Для предотвращения прорывов воды из затопленных выработок в действующие оставляются барьерные целики. Ширина таких целиков должна удовлетворять двум основным условиям: обеспечивать их устойчивость и предотвращать проникновение воды из затопленных выработок.

Барьерными называются целики, предназначенные для предотвращения прорывов воды из затопленных выработок в данном пласте, а предохранительными — целики, оставленные в пластах, залегающих ниже или выше затопленных выработок.

Ширина барьерного целика у затопленной выработки зависит от вынимаемой мощности пласта  $m$ , глубины горных работ  $H$  и погрешности, с которой определяется контур затопленных выработок. Мощность пласта и глубина горных работ характеризуют степень устойчивого состояния целика.

Ширина барьерных целиков при разработке пологих пластов ( $\alpha \leq 30^\circ$ ) определяется по формуле

$$d = 5m + 0,05H + 0,001l, \quad (\text{VI.5.13})$$

где  $l$  — общая протяженность подземных теодолитных ходов (от узловых или начальных маркшейдерских точек). Величина  $d$  не должна быть менее 20 м.

При углах падения пластов  $30^\circ < \alpha < 70^\circ$  ширина барьерных целиков, вытянутых по простиранию, увеличивается на 20 м, а вытянутых по падению — на 10 м.

**Безопасное ведение горных работ в зонах наземных транспортных сооружений.** Линии железных дорог (за исключением подъездных путей) могут подрабатываться ниже горизонта безопасной глубины по специальному проекту, который должен быть согласован с управлением железной дороги. Подработка железных дорог, автомобильных магистралей, трамвайных линий, различных путепроводов, ЛЭП должна сопровождаться контролем систематических наблюдений с целью проведения своевременных ремонтных работ.

Ремонтные работы на железных дорогах заключаются в выравнивании профиля пути, разгона стыков, регулирования контактной сети, перепуске проводов и укреплении опор при подработке ЛЭП.

Безопасная глубина разработки транспортных сооружений определяется по формуле

$$H_6 = k_6 m, \quad (\text{VI.5.14})$$

где  $k_6$  — коэффициент безопасности [9];  $m$  — вынимаемая мощность пласта.

**Конструктивные меры защиты объектов.** Основными из них являются следующие:

- 1) разделение зданий на отсеки с помощью деформационных швов;
- 2) усиление стен с помощью стальных тяжей и железобетонных поясов;
- 3) анкерование в стены концов балок перекрытия;
- 4) обеспечение надежности опирания элементов перекрытия;
- 5) выправление здания в вертикальной плоскости с помощью переносных домкратов;
- 6) устройство компенсационных траншей;
- 7) устройство гибкой железобетонной плиты.

Строителями на основании расчетов установлены значения радиусов кривизны земной поверхности, при которых целесообразно усиление зданий стальными тяжами или разрезка на отсеки.

Разрезку зданий на отсеки производят в характерных местах, рядом с поперечными сквозными стенами, причем деформационные швы должны находиться в одной вертикальной плоскости.

Стальные тяжи устраивают в уровне цоколя между этажными и чердачными перекрытиями.

Устройство гибких железобетонных плит на уровне пола подвала или перекрытия над ним рекомендуется в основном для монументальных зданий — для их защиты от горизонтальных деформаций.

Для защиты объектов от горизонтальных деформаций сжатия иногда применяют специальные траншеи, которые отрывают вокруг здания на расстоянии нескольких метров. Глубину траншей принимают на 0,2—0,5 м ниже подошвы фундамента. Траншеи засыпают шлаком или другим легко сжимаемым материалом и защищают от проникновения воды.

Защита санитарно-технических коммуникаций состоит в следующем: установка компенсаторов; усиление сварных стыков (стальные трубопроводы); вскрытие трубопроводов и засыпка траншей материалом, обеспечивающим небольшое защемление труб (шлак, песок); снятие напряжений путем разрезки трубопровода с последующей вваркой вставок; вынос подземных трубопроводов на земную поверхность.

**Оценка экономической эффективности извлечения запасов угля в зонах влияния на охраняемые объекты.** Экономическая



эффективность извлечения запасов угля в зонах влияния на сооружения выполняется в соответствии с работой [9].

Для оценки народнохозяйственного эффекта при выемке (расконсервации) запасов пользуются понятием замыкающих затрат. Под *замыкающими затратами* понимается величина затрат на получение одной тонны угля на данном месторождении в рассматриваемый момент времени.

Величины замыкающих затрат складываются из стоимости разведки, проектирования и вскрытия шахт, а также других факторов. На величины замыкающих затрат оказывает влияние также зольность и оптовая цена угля.

Экономическая эффективность извлечения запасов в зонах влияния горных работ на охраняемые объекты и застроенные территории оценивается по формуле

$$\mathcal{E}_\pi = \mathcal{Z}_\pi [33 - 0,03 (A_{33}^c - A^c) \mathcal{C} - (c - a)] = M, \quad (\text{VI.5.15})$$

где  $\mathcal{Z}_\pi$  — прирост промышленных запасов угля за счет их извлечения из зон влияния на охраняемые объекты;  $c$  — себестоимость одной тонны добычи угля;  $a$  — капитальные затраты, приходящиеся на одну тонну промышленных запасов (потонная ставка амортизации основных фондов);  $A_{33}^c$  — нормативная зольность угля, %; она дается в зависимости от бассейна;  $A^c$  — зольность реализуемого угля;  $\mathcal{C}$  — оптовая цена реализации одной тонны угля.

Ориентировочные значения величин замыкающих затрат (33) и нормальной зольности  $A_{33}^c$  приводятся в работе [9].

## **VI.6. СДВИЖЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

### **VI.6.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ**

При открытой разработке месторождений полезных ископаемых на границе выработанного пространства и нетронутого горными работами массива в области обнажений бортов и дна карьера может произойти нарушение естественного напряженного состояния пород. По мере образования открытого выработанного пространства карьера в прибортовом массиве происходит изменение сил бокового отпора по направлениям, перпендикулярным обнаженным поверхностям. В связи с этим характер перераспределения напряжений, как правило, рассматривается в плоском сечении, перпендикулярном фронту борта карьера. Вдоль фронта силы бокового отпора практически постоянны.

У вертикального откоса борта карьера, сложенного однородными породами, боковой отпор  $\sigma_2$  в точке  $A$  будет направлен только в сторону обнажения (рис. 154). Устойчивость от-

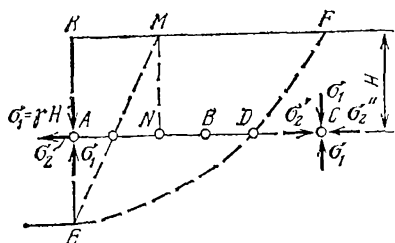


Рис. 154. Схема распределения напряжений в прибортовом массиве

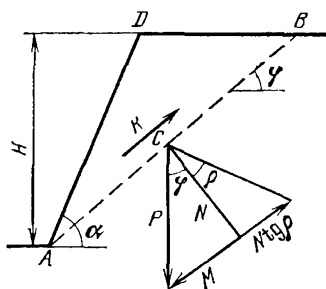


Рис. 155. Схема распределения сил по потенциальной поверхности скольжения

коса в точке  $A$  будет определяться соотношением между прочностью породы и величиной бокового отпора  $\sigma_2$ . При некотором удалении от откоса в точке  $B$  противоположно направленные силы бокового отпора не равны между собой,  $\sigma_2' \neq \sigma_2''$ . В этом случае устойчивость массива в точке  $B$  можно определить с помощью соотношения между прочностью породы и разностью  $\sigma_2'' - \sigma_2'$ . При значительном удалении в глубь прибортового массива (точка  $C$ ) будет выполняться равенство  $\sigma_2' = \sigma_2''$ , соответствующее естественному напряженному состоянию. По линии  $AC$  можно выбрать точку  $D$ , в которой будет обеспечиваться равенство прочности породы и разности  $\sigma_2'' - \sigma_2'$ , которую можно назвать *точкой предельного равновесия*. Соединяя на различной высоте откоса точки предельного равновесия, получим линию предельного равновесия  $EDF$ . Участок  $EKF$  — зона (призма) возможного обрушения (сползания) прибортового массива. Следует заметить, что при наклонном откосе борта карьера (линия  $EM$ ) по поверхности откоса  $\sigma_1 = \sigma_2 = 0$ , а максимальные значения  $\sigma_1$ , а, следовательно, и  $\sigma_2$  будут в точке  $N$ .

Можно сделать вывод о том, что устойчивость прибортового массива, с одной стороны, определяется характером перераспределения естественных напряжений в глубь и по высоте откоса, а с другой — прочностными свойствами слагающих массив пород.

Прочностную характеристику горных пород можно представить в виде графика (паспорта прочности), выражающего зависимость между нормальными  $\sigma_n$  и касательными  $\tau$  напряжениями (см. рис. 107). Уравнение зависимости  $\tau = f(\sigma_n)$  для конкретной породы может быть выражено в виде прямой, параболы, циклоиды. Для практических расчетов чаще всего принимают уравнение прямой, которое можно представить в виде

$$\tau = \sigma_n \operatorname{tg} \rho + K, \quad (\text{VI.6.1})$$

где  $\rho$  — угол наклона прямой;  $K$  — величина сцепления дан-

ного типа породы. Угол  $\rho$  называется углом внутреннего трения, а тангенс этого угла — коэффициентом трения.

Линию  $ACB$  в приборном массиве представим в виде изображения *потенциальной поверхности скольжения* (рис. 155).

Под этой поверхностью понимается наиболее слабая поверхность приборного массива, по которой действуют максимальные касательные напряжения и соответствующие им деформации. Участок  $ADBC$  — призма возможного обрушения приборного массива. Массу  $P$  приборного клина  $ADBC$ , отнесенную к середине  $ACB$  (точка  $C$ ), можно разложить на две составляющие: сдвигающую  $M$  и нормальную  $N$ . Силы, удерживающие приборный клин от сдвига по линии  $ACB$ , будут следующими: сила трения, равная  $N \operatorname{tg} \rho$ , и сила сцепления  $K$ .

Таким образом, условие устойчивости приборного клина можно записать так:

$$\frac{N \operatorname{tg} \rho + K}{M} = 1. \quad (\text{VI.6.2})$$

Из схемы видно, что обеспечение устойчивости приборного массива в первую очередь достигается изменением массы клина  $ADBC$ , которая в свою очередь зависит от изменения высоты откоса  $H$  или угла его наклона  $\alpha$ .

Основным фактором, формирующим естественное напряженное состояние пород, служат гравитационные силы. Но необходимо учитывать и тектонические силы. Кроме того, при открытом способе разработки полезных ископаемых важное значение для устойчивости откосов приобретает целый ряд других факторов: фильтрационные процессы, выветривание, набухание и разуплотнение пород, динамическое воздействие массовых взрывов, вибрация от работы горнотранспортного оборудования и т. д.

Откос, сложенный однотипными породами, встречается редко. Приборный массив сложен неодородными породами, имеет естественную трещиноватость, по которой в целом ряде случаев формируются поверхности ослабления. Все эти факторы характеризуют сдвигения горных пород на карьерах.

Очевидно, по преобладающему воздействию одного или нескольких природных и технологических факторов можно судить об определенном виде нарушения устойчивости обнажений карьера.

Обеспечение устойчивости бортов и отвалов карьера является важной задачей при определении сдвига горных пород на них, с учетом возрастания их глубины и срока службы. С геометрической точки зрения устойчивость этих объектов определяется двумя параметрами: высотой и углом наклона откоса, поэтому необходимо знать их оптимальные размеры. Нарушения устойчивости откосов бортов карьеров и отвалов при-

водят к увеличению объемов вскрыши, непроизводительным расходам на дополнительную переэкскавацию, нарушению режима работы карьера и опасным условиям работы.

На геолого-маркшейдерскую службу карьеров возлагается задача по наблюдениям за деформациями бортов и уступов, а также отвалов. Данная служба принимает участие в разработке мер по укреплению оползневых участков, в расчетах параметров откосов.

Таким образом, основная задача изучения сдвижения горных пород на карьерах сводится к предотвращению деформаций бортов, уступов и отвалов с целью обеспечения безопасной и бесперебойной их эксплуатации при условии выполнения минимального объема вскрышных работ.

## **VI.6.2. ВИДЫ НАРУШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ПОРОД В ОБНАЖЕНИЯХ КАРЬЕРА**

Опыт открытой разработки месторождений полезных ископаемых и многолетние наблюдения позволяют выделить ряд основных характерных видов деформаций пород и нарушения устойчивости откосов карьеров.

Все случаи нарушения устойчивости уступов, бортов и отвалов обычно подразделяют в зависимости от скорости сдвижения массива, наклона поверхности скольжения, объема сдвигающихся масс и причин возникновения на осыпи обрушения, оползней, просадки.

Осыпь — наиболее распространенный вид деформаций пород, слагающих откосы. В результате выветривания приповерхностного слоя откоса в течение длительного времени разрушенные породы осыпаются на подошву уступа, что приводит к выполаживанию откоса. Возникают осыпи в тех случаях, когда угол наклона откоса уступа  $\alpha$  больше угла естественного откоса слагающих его пород (рис. 156). На развитие осыпей в скальных породах большое влияние оказывает разрушение приповерхностного слоя откоса взрывными работами. Осыпи приводят к ухудшению условий эксплуатации карьера, так как уменьшается ширина предохранительных берм и рабочих площадок уступов, что вызывает затраты на периодическую зачистку берм.

Обрушение — быстрое, практически мгновенное разрушение и смещение горных пород откоса, которое может охватить значительные участки уступов, бортов карьеров и отвалов.

Обрушения уступов и бортов карьеров чаще всего возникают в следующих случаях:

а) при обнаружении плоскостей напластования, дизъюнктивных нарушений и других поверхностей ослабления, наклоненных в сторону выемки круче  $25\text{--}30^\circ$ ;

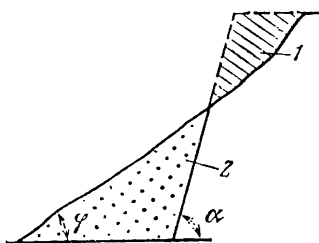
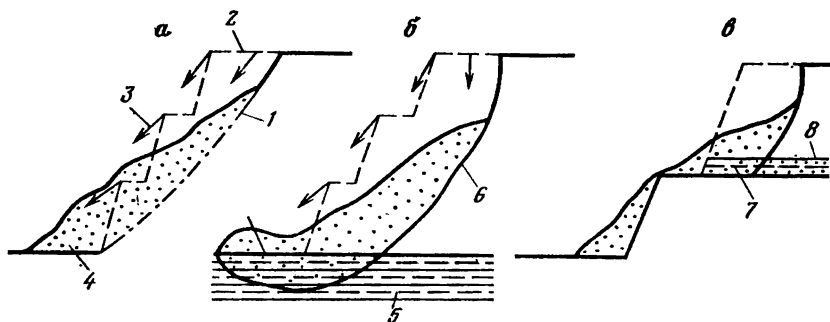


Рис. 156. Схема образования осыпей:

1 — разрушенная часть уступа; 2 — осыпь;  $\varphi$  — угол естественного откоса;  $\alpha$  — угол наклона откоса уступа

Рис. 157. Типы оползней бортов карьеров:

1 — слабый контакт в прибортовой массе; 2 — первоначальное положение борта; 3 — векторы смещений; 4 — тело оползня; 5 — слабые породы в основании борта; 6 — поверхность скольжения; 7 — направление фильтрации подземных вод; 8 — фильтрующий слой пород



б) при угле падения тектонических трещин, ориентированных приблизительно параллельно фронту работ (до  $30^\circ$ ) в сторону выемки более  $35-40^\circ$ ;

в) из-за несоответствия между высотой уступа и применяемым выемочно-погрузочным оборудованием, что может привести к образованию нависей («козырьков»).

Обрушения отвалов чаще всего происходят в следующих случаях:

1) при расположении отвальных пород на наклонных (более  $30^\circ$ ) основаниях;

2) при наличии в теле отвалов прослоек слабых пород, снега, образующих наклоненные в сторону откоса поверхности.

При обрушениях средний наклон поверхности скольжения больше угла внутреннего трения пород. Этот вид нарушений устойчивости пород является наиболее опасным, его трудно прогнозировать.

Оползни — медленное смещение масс горных пород, слагающих откос, а нередко и его основание по пологой поверхности скольжения. Это наиболее крупный по размерам вид нарушения устойчивости откосов, захватывающий прибортовой массив объемом от тысяч до миллионов кубических метров. Угол наклона поверхности скольжения в среднем меньше угла

внутреннего трения пород, пересекаемых этой поверхностью. Оползни, как правило, происходят при наличии пластичных пород. По причине возникновения и по положению поверхности скольжения выделяют следующие основные виды оползней бортов карьеров:

а) контактные оползни возникают при обнажении горными работами пологопадающих (менее  $25-30^\circ$ ) поверхностей контактов, представленных границей более прочных пород со слабыми, обводненными породами или дизъюнктивными нарушениями. Характерным признаком контактных оползней является параллельность векторов смещения, измеренных по реперам профильных линий поверхности естественного контакта, по которому происходит скольжение (рис. 157, а);

б) оползни выпирания образуются при наличии в основании откоса борта карьера слабых пластичных глин, обводненных пород с невысокой прочностью. В этом случае под действием массы прибортового массива слабые породы основания частично выдавливаются в выработанное пространство карьера. Поверхность скольжения частично проходит через породы основания борта, а векторы, замеренные по реперам его основания, направлены вверх. В основании перед оползнем формируется вал выпирания, сложенный породами дна карьера (рис. 157, б);

в) фильтрационные оползни появляются при наличии в прибортовом массиве слоев слабосвязанных обводненных пород (плывунов и т. д.), поверхность которых горизонтальна или наклонена в сторону выработанного пространства. При подрезке этих слоев горными работами они выносятся в выработанное пространство фильтрующимся потоком, в результате происходит оползание верхней части борта карьера (рис. 157, в).

Оползни образуются и в откосах, сложенных однородными породами, если геометрические параметры борта  $H$ ,  $\alpha$  выбраны неправильно. В этом случае образуется криволинейная поверхность скольжения, которая выходит в основание борта, а в верхней части имеет вертикальную трещину отрыва.

В зависимости от положения поверхности скольжения относительно основания отвала различают следующие типы отвалов:

а) надподшвенные оползни характерны для отвалов, сложенных слабыми, увлажненными породами при наличии переслаивания сухих и влажных, слабых и прочных пород, а также, если в теле отвала есть снеговой покров. Поверхность скольжения располагается выше основания отвала, большей частью по контакту слабых и прочных отвальных пород (рис. 158, а);

б) подошвенные оползни возникают при формировании отвалов на пологом или наклонном основании, при наличии обводненного, заболоченного основания. Поверхность скольжения совпадает с поверхностью основания отвала (рис. 158, б);

в) подподошвенные оползни образуются, когда отвалы формируются на основаниях, сложенных слабыми породами, которые под действием массы отвала выдавливаются впереди оползня с образованием вала выпирания. Поверхность скольжения частично расположена в породах основания отвала (рис. 158, в).

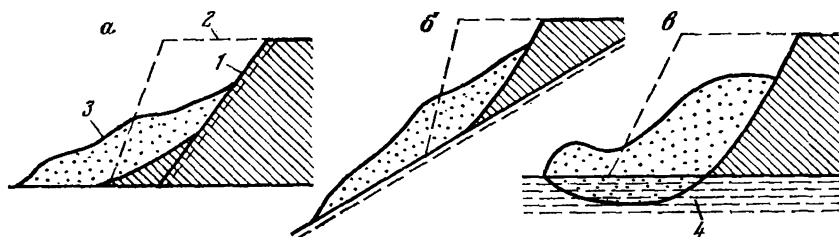


Рис. 158. Типы оползней отвалов:

1 — слой слабых пород в теле отвала; 2 — первоначальное положение откоса отвала; 3 — тело оползня; 4 — слабые породы основания отвала

Просадки — неравномерное вертикальное проседание верхней поверхности отвалов в результате уплотнения пород под влиянием собственной массы и динамических нагрузок работающего оборудования. Этот вид деформаций вызывает необходимость периодической планировки поверхности отвальных масс для обеспечения нормальных условий работы горнотранспортного оборудования.

### VI.6.3. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ НАБЛЮДЕНИЯ ЗА ДЕФОРМАЦИЯМИ БОРТОВ И ОТВАЛОВ НА КАРЬЕРАХ

Опасность деформаций и нарушений устойчивости бортов и уступов карьера, а также отвалов необходимо оценивать на основании систематических наблюдений состояния обнажений, на изучении физико-механических свойств горных пород, инженерно-геологических и гидрогеологических условий эксплуатации карьера.

Основной целью этих работ является определение мест проявления и размеров деформаций пород, слагающих обнажения и отвалы карьера, а также установление причин их возникновения. Оценка степени опасности деформаций, а также прогноз

их развития позволяют предупредить аварийные ситуации и несчастные случаи.

Определение размеров деформаций пород на нарушенных участках, контроль за их развитием с учетом времени может производиться как прямыми, так и косвенными методами.

Прямые (маркшейдерские) методы используются для непосредственного измерения размеров сдвижений и деформаций. К ним можно отнести:

1) наблюдения по профильным линиям реперов и измерения абсолютных значений сдвижений и деформаций пород;

2) наблюдения и измерения относительных деформаций;

3) метод геодезических засечек для определения размеров смещений пород в местах, неудобных для закладки профильных линий реперов, а также при невозможности нахождения людей на нарушенном участке;

4) топографические съемки оползневых участков, в том числе с применением наземной стереофотограмметрической и аэрофотографической съемок.

Косвенные методы основаны на измерении физических характеристик горного массива с использованием радиометрических, электрометрических, ультразвуковых и других способов, позволяющих оценить изменение напряженного состояния массива горных пород в прибортовой зоне для прогноза вероятности обрушений. Эти методы наиболее целесообразны, если обрушение происходит в крепких породах при небольших размерах предельных деформаций. К косвенным методам относят и изучение геологических и гидрогеологических условий эксплуатации карьера, а также физико-механических свойств горных пород.

*Маркшейдерские наблюдательные станции*, состоящие из профильных линий реперов, закладывают в том случае, когда необходимо получить абсолютные величины смещений и деформаций прибортового массива для установления типа оползня или обрушения и прогноза его развития с учетом времени. Перед закладкой наблюдательных станций необходимо провести анализ участков карьера с точки зрения инженерно-геологических условий. Профильные линии создаются в местах с косвенными признаками оползневых явлений или обрушений. Такими признаками являются:

а) подрезка горными работами слабых контактов, фильтрующих пород, поверхностей тектонических трещин и нарушений, имеющих наклон в сторону выработанного пространства и простирание, приблизительно параллельное фронту борта;

б) вскрытие карьера слабых пластичных, обводненных пород основания борта, а также укладка пород отвала на наклонное основание или на слабые, обводненные породы;



в) при размещении на бортах и уступах карьера не предусмотренных проектными расчетами отвалов пустых пород, тяжелого горнотранспортного оборудования, при производстве в карьере массовых взрывов большей чем по проекту единичной мощности;

г) при несоблюдении установленных проектными расчетами геометрических параметров уступов, бортов и отвалов карьера.

Перед закладкой наблюдательной станции маркшейдер разрабатывает ее проект, в котором обосновываются и устанавли-

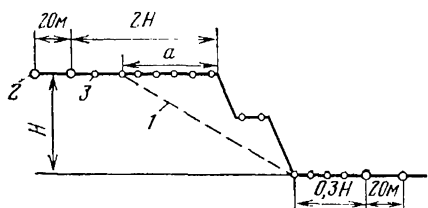


Рис. 159. Профильная линия реперов на борту карьера:

1 — потенциальная поверхность скольжения; 2 — рабочий репер; 3 — опорный репер

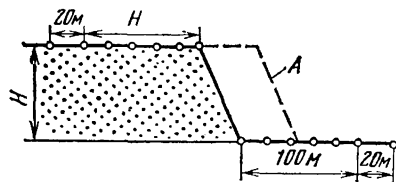


Рис. 160. Профильная линия реперов на отвалах

ваются: расположение и конструкции профильных линий, методика и объем наблюдений. Наблюдательная станция, проектируемая на потенциально опасном участке, должна состоять из двух или более профильных линий, располагаемых посередине этого участка перпендикулярно фронту борта карьера или отвала.

На каждой профильной линии закладывают опорные и рабочие реперы.

При расположении профильной линии на борту карьера (рис. 159) опорные реперы располагают на верхней и нижней площадках борта парами на расстоянии друг от друга не менее 20 м. Расстояние от опорного репера до верхней бровки откоса борта принимают равным  $2H$ , где  $H$  — высота борта, а от нижней бровки откоса до опорного репера на нижней площадке —  $0,3H$ . На нижней площадке, а также на верхней в пределах ширины призмы возможного обрушения  $a$ , равной  $0,8H$ , расстояние между рабочими реперами принимают равным 5—15 м, а за пределами призмы это расстояние увеличивают до 30 м. На каждом уступе откоса борта закладывают не менее двух рабочих реперов.

При закладке профильной линии на отвалах (рис. 160) опорные реперы на верхней площадке располагают на расстоянии от верхней бровки не менее высоты отвала, а в его осно-

вании — в 100 метрах от нижней бровки. Расстояние между рабочими реперами принимают равным не более половины ширины одной заходки отсыпки отвала А.

Возможны и другие варианты расположения реперов. Например, при наличии внутренних отвалов реперы по нижней площадке борта не закладывают. Не во всех случаях удастся заложить реперы в основании отвалов. Для удобства измерений вертикальных смещений рабочих реперов на промежуточных уступах откоса целесообразно закладывать дополнительные опорные реперы.

По конструкции опорные и рабочие реперы, как правило, не различаются. При сроке службы наблюдательной станции более одного года, в районах с сезонным промерзанием грунта бетонный якорь репера должен быть заложено на 0,4—0,5 м ниже глубины промерзания грунта. Для уменьшения сцепления металлического стержня репера с грунтом его поверхность смазывают вязкими маслами и заворачивают в полиэтиленовую пленку. В грунтах, не подверженных сезонным колебаниям, а также при сроке службы наблюдательной станции менее года используют забивные реперы. В насыпных грунтах отвалов длину забивных реперов увеличивают до 2—2,5 м. В скальных породах реперы бетонируют в специально пробуренных шпурах. Конструкция реперов на рабочих площадках уступов и отвалов должна обеспечивать их сохранность при работе горно-транспортного оборудования.

Перед вынесением в натуру проекта наблюдательной станции от пунктов маркшейдерской опорной сети в данном районе выносят исходные реперы, которые должны находиться от опорных в пределах прямой видимости и за пределами ожидаемых сдвижений земной поверхности. Координаты исходных реперов определяются проложением теодолитных ходов, засечками, высоты — техническим нивелированием. От исходных реперов полярным способом выносят в натуру крайний опорный репер, а от него производят разбивку всех остальных. Высотную отметку опорного репера определяют нивелированием III класса. На каждой профильной линии для определения смещения реперов производят нивелирование и измерение расстояний между ними.

После закладки реперов до начала процесса сдвижения выполняют две серии наблюдений, позволяющие получить исходное их положение. Определяется периодичность последующих наблюдений. В начальный период необходимо произвести оценку скорости деформирования прибортового массива. Для этого раз в месяц делают 3—4 наблюдения. В дальнейшем, если скорость смещения оползня меньше 1 мм в сутки и продолжает уменьшаться, то наблюдения можно производить два раза в год. Если же скорость смещения 1 мм в сутки, то реко-

мендуется проводить наблюдения ежемесячно. Для определения критических скоростей смещений, предшествующих обрушению или сползанию оползня, период наблюдений увеличивается до недель и даже дней. При скорости более 10 мм в сутки, наблюдения производятся ежедневно. Учитывая трудоемкость измерений и довольно большую их частоту, наблюдения можно выполнять по сокращенной программе (нивелированием реперов, расположенных в пределах вероятной призмы обрушения).

Высотные отметки реперов определяют геометрическим или тригонометрическим нивелированием, причем геометрическое нивелирование применяют при выдержанных склонах с наклоном до 25—30°.

Нивелирование рабочих реперов, контроль положения опорных реперов, который должен выполняться в каждой серии наблюдений с помощью измерения превышений между ними, выполняются по методике нивелирования III класса. При геометрическом нивелировании все рабочие реперы используются в качестве связующих. Тригонометрическое нивелирование применяют для определения смещений реперов, расположенных на соседних отступах.

Измерение расстояний между реперами выполняют стальными компарированными рулетками по методике полигонометрии I разряда, а также светодальномерами типа МСД1М, СТ 5 «Блеск» и др.

Камеральная обработка включает проверку и соответствующую обработку полевых журналов, вычисление горизонтальных расстояний между реперами.

Полный объем обработки результатов наблюдений по профильной линии включает вычисление горизонтальных и вертикальных смещений, построение векторов полных смещений, вычисление горизонтальных деформаций и относительного сдвига.

Вычисление горизонтальных  $\xi$  и вертикальных  $\eta$  смещений реперов, горизонтальных деформаций  $\epsilon$  интервалов производят по формулам (VI.3.3—VI.3.9).

По профильной линии строят вертикальный разрез борта карьера (рис. 161), на котором показывают начальное положение рабочих реперов. Затем откладывают векторы вертикальных и горизонтальных смещений реперов. При небольших смещениях  $\eta$  и  $\xi$  масштаб векторов принимают крупнее, чем масштаб разреза. Если значения величин  $\eta$  и  $\xi$  выражены на чертеже в масштабе разреза, то этот масштаб принимают и для построения векторов.

Вектор полных смещений  $b$  — замыкающая векторов  $\xi$  и  $\eta$ . На разрезе для всех реперов строят векторы полных смещений. Значения  $b$  измеряют в разрезе или вычисляют по формуле

$$b = \sqrt{\eta^2 + \xi^2}.$$

Направление векторов полных смещений используют для оценки вероятного положения в приборном массиве поверхности скольжения оползня.

Для построения этой поверхности необходимо сначала определить положение точек выхода поверхности скольжения на верхней (точка  $A$ ) и нижней (точка  $B$ ) площадках борта карьера.

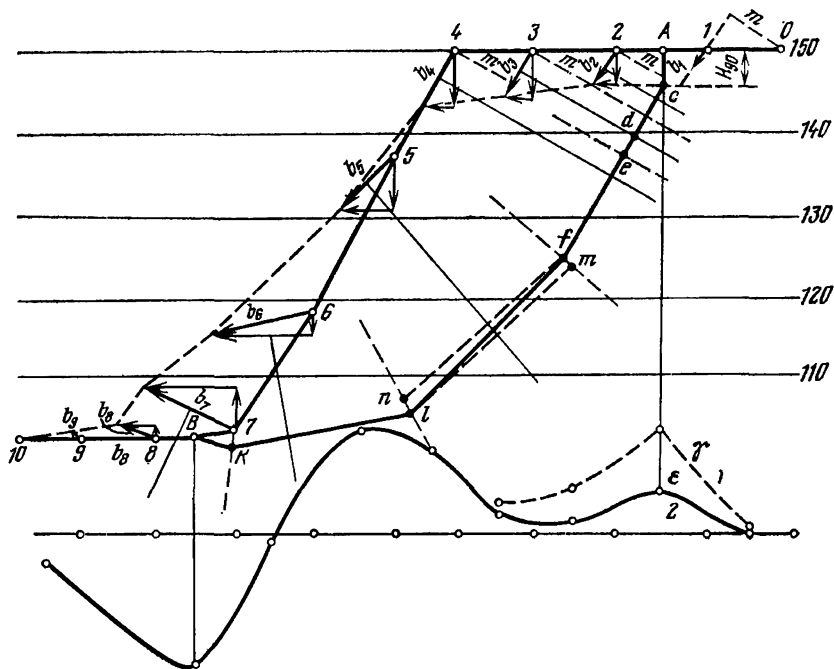


Рис. 161. Схема построения вероятного положения поверхности скольжения по результатам наблюдений:

1 — график относительного сдвига; 2 — график горизонтальных деформаций

Положение точки  $A$  определяется из измерений, так как она относится к местам максимальных разрывов и уступов, образующихся на поверхности верхней площадки борта. При их отсутствии точку  $A$  находят по положению точек с максимальным растяжением или сдвигом пород.

Точка  $B$  выбирается на участках максимального сжатия в нижней части оползня.

Для определения положения этих точек вычисляют горизонтальные деформации  $\epsilon$  и относительные сдвиги  $\gamma_{отн}$  участков борта между реперами.

Относительный сдвиг участка поверхности между реперами определяется из выражения

$$\gamma_{\text{отн}} = \frac{b_i - b_{i-1}}{m},$$

где  $m$  — расстояние между векторами  $b_i$  и  $b_{i-1}$ , измеренное на разрезе по нормали, построенной к одному из векторов.

Значения  $m$  и  $\gamma_{\text{отн}}$  определяют только для верхней площадки борта карьера.

Положение точек максимальных растяжений  $\epsilon_m$ , сжатий  $-\epsilon_m$  и относительных сдвигов может быть определено графически (см. рис. 161). Точка  $A$  находится посередине между реперами 1 и 2, а точка  $B$  — между реперами 7 и 8.

Вычисляют глубину вертикального участка поверхности скольжения

$$H_{90} = \frac{2K_M}{\gamma} \operatorname{ctg}(45^\circ - \rho/2), \quad (\text{VI.6.3})$$

где  $\rho$  — угол трения;  $K_M$  — сцепление в массиве.

Из точки  $A$  проводят вертикальную линию, равную  $H_{90}$ . От точки  $c$  строят криволинейный участок поверхности скольжения, исходя из того, что касательная к криволинейной поверхности скольжения параллельна векторам полных смещений. В данном случае поверхность скольжения представляет собой совокупность отрезков ломаной линии, параллельных векторам полных смещений. Для определения длины этих отрезков к каждому вектору восстанавливают перпендикуляр. Если векторы построены в масштабе разреза, то перпендикуляры проводят через середины этих векторов, если же векторы даны в более крупном, чем разрез масштабе, то — из их основания.

Длины отрезков ломаной линии, соответствующие длинам векторов полных смещений, ограничены биссектрисами углов между перпендикулярами. По границам двух смежных биссектрис получают отрезок ломаной линии скольжения, соответствующий данному вектору. Следовательно, линию скольжения от точки  $c$  проводят до точки  $d$  параллельно  $b_2$ , от точки  $d$  до точки  $e$  — параллельно  $b_3$  и далее до точки  $B$ . Однако при таком построении линия скольжения не попадает в точку  $B$ . Тогда описанным выше способом строят линию скольжения, начиная от точки  $B$  через точки  $k, l, m$ , а в середине массива эти две линии усредняют, проведя линию  $lf$ . Таким образом, вероятная линия скольжения проходит через точки  $A, c, d, e, f, l, k, B$  и является границей в массиве сползающей части прибортового клина.

Положение линии скольжения в прибортовом массиве позволяет определить тип оползня, а оценка скоростей нарастающей деформации — прогнозировать деформирование оползня с течением времени.

Прогнозную оценку устойчивости откоса и степень опасности развивающихся деформаций чаще всего производят путем сравнения размеров наблюдаемых максимальных скоростей смещения прибортового массива и критических скоростей смещения, установленных наблюдениями для конкретных инженерно-геологических условий и типов деформаций откосов. Диапазон полученных по опытным данным критических скоростей прибортового массива изменяется в пределах от 1—10 мм/сут. у бортов карьеров до 10—500 мм/сут. у рабочих площадок отвалов; при этом абсолютные величины смещений изменяются от нескольких десятков сантиметров до нескольких метров.

Для прогноза времени обрушения откоса целесообразно строить графики зависимости скоростей или размеров смещений наиболее характерных точек наблюдательной станции (реперов в пределах призмы возможного обрушения). Для прогноза деформаций откоса важна оценка общей тенденции изменения скорости деформирования прибортового клина.

Признаком прогрессирующего развития разрушения откоса является возрастание скорости смещения, особенно при появлении трещин и заколов на поверхности прибортового массива. Разрушения откоса не представляют опасности при скоростях 1—2 мм/сут. и затухающем характере развития деформаций.

Упрощенные наблюдения организуют обычно на наиболее характерных участках деформирования прибортового массива: в местах появления трещин, уступов, в районах вероятного выхода на верхнюю площадку откоса поверхности скольжения. Чаще всего измеряют полное смещение репера, заложенного на деформирующемся участке, относительно репера, расположенного на относительно неподвижном участке. Для этого применяют две рейки, шарнирно прикрепленные к реперам. Измеряют расстояние  $l$  между упорами реек штангенциркулем с точностью  $\pm 0,02$  мм (рис. 162). Рейки могут быть заменены проволокой с грузом, перемещение которого может фиксироваться или относительно индекса, закрепленного на неподвижном репере, или с помощью индикаторов.

Метод геодезических засечек обычно используют для дистанционного измерения смещений отдельных реперов, закладываемых на участках, опасных для нахождения людей в период сдвижения, а также в местах, неудобных для применения профилейных линий.

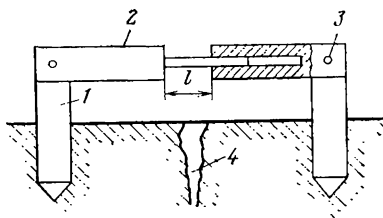


Рис. 162. Схема измерения относительных деформаций

1 — репер; 2 — штанга; 3 — шарнир;  
4 — трещина

В зависимости от расположения опорных пунктов, используемых приборов и требуемой точности наблюдений, применяют прямую, боковую, обратную, комбинированную, линейную, линейно-угловую засечки. При планировании дистанционного варианта наблюдений за смещениями реперы закладываются в виде вешек. Конструкция и высота вешек должны обеспечить хорошую видимость с опорных пунктов.

Фотограмметрические методы наблюдений применяют для съемок обрушений, оползней, осыпей, если смещение отдельных точек за период смежных наблюдений на снимке не менее 0,03—0,05 мм. При этом целесообразно применять наземную стереофотограмметрическую съемку и короткобазисную фотограмметрию; для наблюдений за оползнями можно также использовать фотограмметрическую съемку с определением смещений методом псевдопараллакса. Оползни, развивающиеся на больших площадях, могут быть сняты аэрофотографической съемкой. Обработка наземной стереофотограмметрической и аэрофотографической съемок производится или на универсальных фотограмметрических приборах, или аналитическими методами с использованием ЭВМ. Смещение поверхности оползня определяют по разностям координат отдельных точек из предыдущей и последующей съемок. Поэтому характерные точки на местности до начала наблюдений маркируют. Если это сделать невозможно, то смещение оползня можно оценить по характеристике его топографической поверхности или по построенным профилям поверхности оползня. Способ псевдопараллакса позволяет выделять по паре снимков, экспонированных в разное время с одной опорной точки границы участков откоса, смещенных за данный период времени. На участках без смещений, наблюдатель воспринимает изображение плоским, а на деформированных участках — в виде рельефа. По характерным маркированным точкам этим способом можно определить вертикальную и горизонтальную (параллельную плоскости съемки) составляющие полного вектора смещения.

Маркшейдерские наблюдения позволяют контролировать приповерхностные деформации прибортовых массивов. Для изучения деформаций внутри оползня могут быть использованы специально пробуренные скважины, обсаженные стальными или полиэтиленовыми трубами. По измерениям искривления ствола скважины производится оценка смещений внутри прибортового массива.

#### VI.6.4. РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ, УСТУПОВ И ОТВАЛОВ КАРЬЕРОВ

Обязательным элементом определения параметров откосов карьеров является оценка их устойчивости. Под устойчивостью любого откоса (борта, уступа, отвала) карьера понимается его способность сохранять в течение времени эксплуатации установленные проектом геометрические параметры и форму при воздействии внутренних и внешних сил. К геометрическим параметрам, определяющим устойчивость бортов, уступов и отвалов, относят высоту и угол наклона поверхности откоса. Задача расчета устойчивости заключается в определении или оптимального угла наклона откоса при установленной технико-экономическим расчетом его высоте, или, наоборот, высоты откоса при условии, что угол его наклона, например отвала задается, исходя из технологии формирования откоса. Методы расчета устраняют такие виды нарушений устойчивости как оползни и обрушения.

Из всех известных методов расчета устойчивости откосов наиболее широко применяются инженерные методы, основанные на предельном равновесии прибортового массива по потенциальным поверхностям скольжения, построенным тем или иным способом. К нему относятся: а) расчет однородного борта по круглоцилиндрической поверхности скольжения; б) алгебраическое сложение сил по потенциальной поверхности скольжения; в) метод многоугольника сил.

*Расчет параметров устойчивости однородных бортов карьеров* основан на том, что предельно напряженный прибортовой клин  $ABCDE$  (рис. 163) ограничен в массиве потенциальной поверхностью скольжения, которая делится на три части: вертикальная плоскость отрыва  $CD$ , вычисляемая по формуле (VI.6.3); наклонная площадка скольжения  $ED$ , отклоняющаяся от вертикали на угол  $\epsilon = 45^\circ - \rho/2$ ; круглоцилиндрическая поверхность скольжения  $AE$ , пересекающая основание откоса под углом  $\epsilon$  к его плоскости.

По характерным участкам борта карьера вкрест простирания его строят детальные инженерно-геологические разрезы, на которых должны быть выделены слои или группы слоев пород с различными показателями сопротивления сдвига  $\rho_i$  и  $K_i$  и

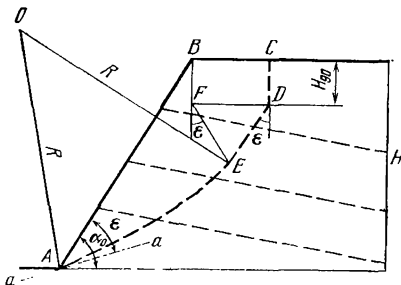


Рис. 163. Схема построения потенциальной поверхности скольжения в однородном прибортовом массиве



трещиноватости. Исходя из опыта эксплуатации карьеров с аналогичными горно-геологическими условиями, задаются приближенным значением угла наклона борта  $\alpha_0$ , под которым строит поверхность откоса  $AB$ . Для построения потенциальной поверхности скольжения вычисляют ширину призмы возможного обрушения и глубину вертикальной трещины отрыва  $H_{90}$ .

Ширину призмы возможного обрушения вычисляют по формуле

$$AC = \frac{2H \left[ 1 - \operatorname{ctg} \alpha_0 \operatorname{tg} \left( \frac{\alpha_0 + \rho}{2} \right) \right] - 2H_{90}}{\operatorname{ctg} \varepsilon + \operatorname{tg} \left( \frac{\alpha_0 + \rho}{2} \right)}. \quad (\text{VI.6.4})$$

В формулах (VI.6.3), (VI.6.4) в качестве  $\rho$  и  $K$  принимаются средние их значения. В том случае, когда сцепление пород определялось в образцах, сцепление их в массиве  $K_M$  определяют по формуле

$$K_M = \frac{K}{1 - a \ln HW}, \quad (\text{VI.6.5})$$

где  $K$  — сцепление породы в образце, Па;  $a$  — коэффициент, зависящий от прочности пород и характера трещиноватости;  $W$  — интенсивность трещиноватости, обратно пропорциональная среднему расстоянию между трещинами  $l$ , м. От точек  $F$  и  $D$  под углом  $\varepsilon$  к вертикали проводят плоскости скольжения до пересечения с точкой  $E$ . В точке  $A$  под углом  $\varepsilon$  к поверхности откоса проводят касательную к поверхности скольжения. Перпендикуляры  $OA$  и  $OE$  к прямой  $aa$  и  $DE$  — радиусы круглоцилиндрической поверхности скольжения, а точка  $O$  — центр окружности. После построения потенциальной поверхности скольжения  $CDEA$  вычисляют средние весовые характеристики сопротивления сдвигу пород по поверхности скольжения:

$$K_{\text{ср}} = \frac{\sum K_i l_i}{\sum l_i};$$

$$\operatorname{tg} \rho_{\text{ср}} = \frac{\sum \operatorname{tg} \rho_i l_i \sigma_i}{\sum l_i \sigma_i}, \quad (\text{VI.6.6})$$

где  $K_i$  и  $\rho_i$  — сцепление и угол внутреннего трения отдельных слоев пород, Па, и угл. градус;  $l_i$  — длина линии скольжения по отдельным слоям, м;  $\sigma_i$  — нормальное напряжение в середине каждого слоя, вычисляемое по формуле

$$\sigma_i = \gamma_i H_i \cos \varphi_i,$$

где  $\varphi_i$  — средний наклон поверхности скольжения в отдельных слоях (наклон касательной к поверхности скольжения в середине слоя), угл. градус.

Влияние погрешностей определения прочностных характеристик пород, методики расчета, влияния динамических нагрузок при массовых взрывах, снижения прочности пород с течением времени в расчетах параметров борта учитывают посредством коэффициента запаса, на величину которого снижают характеристики сопротивления сдвигу пород. С учетом назначения откоса, срока службы, коэффициента запаса,  $n$  принимают от 1,1 до 1,5. Характеристики сопротивления сдвигу пород, уменьшен-

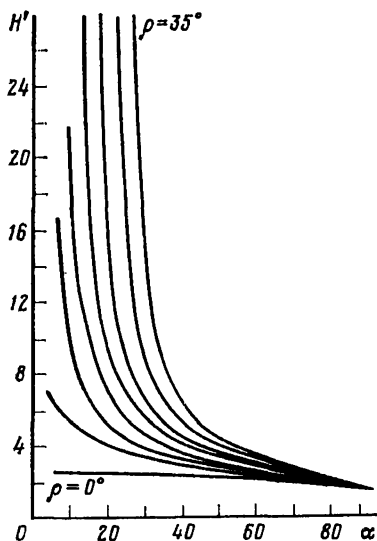
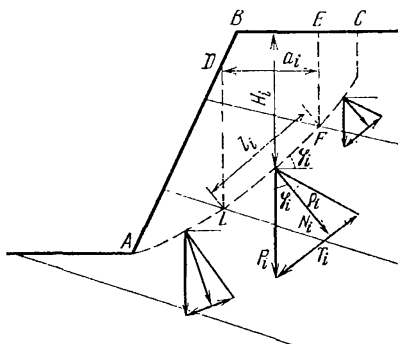


Рис. 164. График зависимости высоты откоса от угла его наклона

Рис. 165. Схема расчета борта методом алгебраического сложения сил



ные на величину коэффициента запаса, называют расчетными. Их можно получить по формуле

$$K_n = \frac{K_{ср}}{n}; \quad \operatorname{tg} \rho_n = \frac{\operatorname{tg} \rho_{ср}}{n}, \quad (\text{VI.6.7})$$

где  $K_n$  и  $\rho_n$  — расчетное сцепление и угол внутреннего трения пород по поверхности скольжения.

Оптимальное значение угла наклона борта или его высоту находят по зависимости относительной величины предельно устойчивой высоты откоса от угла его наклона для пород с различными характеристиками сопротивления сдвигу (рис. 164). Здесь по оси абсцисс отложены углы откоса  $\alpha$ , а по оси ординат — относительная высота откоса  $H' = H/H_{90}$ . Если задан угол откоса борта  $\alpha$ , то по его значению и расчетному углу внутреннего трения  $\rho_n$  по графику находят  $H'$ , затем вычисляют  $H_{90}$  и оптимальную высоту откоса  $H = H' \cdot H_{90}$ . Если задана высота откоса  $H$ , а требуется определить оптимальный угол откоса  $\alpha$ , то вычисляют  $H_{90}$  и  $H'$  и по графику находят  $\alpha$ .

При расчете методом алгебраического сложения сил по потенциальной поверхности скольжения прибортовой клин  $ABC$  (рис. 165) разделяют на элементарные блоки  $LDEF$ , вертикальные границы  $LD$  и  $FE$  которых проводят через точки  $L$  и  $F$  — границы линии скольжения в каждом однородном слое.

Условие предельной устойчивости каждого элементарного блока можно записать в следующем виде:

$$\frac{N_i \operatorname{tg} \rho_{n_i} + K_{n_i} l_i}{T_i} = 1, \quad (\text{VI.6.8})$$

где  $N_i$  — нормальная составляющая массы блока;  $T_i$  — касательная составляющая, причем

$$N_i = P_i \cos \varphi_i = H_i \gamma_i a_i \cos \varphi_i = H_i \gamma_i l_i \cos^2 \varphi_i;$$

$$T_i = H_i \gamma_i l_i \sin \varphi_i \cos \varphi_i.$$

Для оценки устойчивости прибортового клина  $ABC$  производят суммирование удерживающих и сдвигающих сил по элементарным блокам. Тогда условие устойчивости прибортового массива определяют из выражения

$$\frac{\sum N_i \operatorname{tg} \rho_{n_i} + \sum l_i K_{n_i}}{\sum T_i} = 1. \quad (\text{VI.6.9})$$

Если это выражение окажется меньше единицы, то условие устойчивости не соблюдается и необходимо уменьшить или угол наклона, или высоту откоса. В случае, когда выражение (VI.6.9) больше единицы, наблюдается излишний запас устойчивости, связанный с выполнением дополнительного объема вскрышных работ.

Метод многоугольника сил представляет собой графическое решение задачи оценки предельного равновесия сил, действующих по потенциальной площадке скольжения.

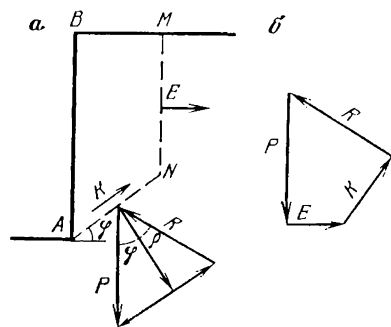


Рис. 166. Схемы расчета вертикального откоса

Например у вертикального откоса, сложенного однородными породами, потенциальная площадка скольжения — поверхность отрыва  $MN$  и поверхность среза  $AN$  (рис. 166, а). Напряженное состояние прибортового клина  $ABMN$  под действием его массы  $P$  характеризуется сопротивлением породы на разрыв  $E$  по поверхности отрыва  $MN$ , силой сцепления  $K$  по поверхности среза  $AN$  и реакцией отпора  $R$  со стороны наклонной

площадки  $AN$ , равной равнодействующей силы трения и нормальной составляющей. Для соблюдения условия предельного равновесия прибортового массива  $ABMN$  строят многоугольник, сторонами которого являются векторы сил, действующих по поверхности скольжения. Вычислив эти силы в прибортовом массиве в произвольно выбранном масштабе, параллельно направлению их действия строят соответствующие векторы, начиная с силы  $P$  (рис. 166, б). В том случае, когда многоугольник замкнутый, условие предельного равновесия выполняется, а коэффициент запаса  $n=1$ . Если многоугольник сил разомкнут, то  $n < 1$ , перезамкнут —  $n > 1$ .

#### VI.6.5. МЕРЫ ОХРАНЫ ОТКОСОВ

Меры охраны откосов основаны на исключении условий нарушения устойчивости откосов, а также на предотвращении дальнейшего развития деформационных процессов с целью снижения их вредного влияния на производство работ в карьерах.

Значительные деформации откосов могут причинить неприятно большой материальный ущерб, нарушить и даже приостановить технологический процесс, привести к потерям полезного ископаемого, вызвать необходимость многократной переэскавации сползающих или обрушенных масс пород.

Условия нарушения устойчивости откосов можно исключить посредством правильного выбора и соблюдения в процессе работ геометрических параметров откосов, наиболее полно отвечающих горно-геологическим условиям. Важен выбор оптимального направления подвигания горных работ, учитывающий структуру массива, гидрогеологические условия, направления дренирования пород. С учетом необходимости обеспечения устойчивости откосов должна выбираться технология выемки вскрышных пород и полезного ископаемого, а также разрабатываться специальные методы производства взрывных работ.

К мерам предотвращения возникновения и развития деформационных процессов относят работы по осушению месторождения, защиту поверхности пород откосов, укрепление и упрочнение прибортового массива.

Обводненность пород — основная причина развития оползневых явлений. Поэтому одной из первоочередных мер предотвращения оползней является соответствующая планировка прибортовой зоны карьеров и устройство водоотводных канав, позволяющая производить отвод поверхностных вод за пределы карьерного поля. На площадках уступов должен быть предусмотрен перепуск скапливающейся воды к водосборникам для последующего удаления ее за пределы карьера. Кроме того, для осушения карьеров используются водопонизительные вертикальные или горизонтальные скважины, а в отдельных случаях и дренажные подземные горные выработки.

Если возникают оползневые деформации откосов, то необходимо принять меры по локализации или приостановке развития процесса.

Для уменьшения массы сползающего прибортового клина производят выполаживание угла откоса до такой величины, при которой сползания не происходит. Уточненная величина угла откоса устанавливается соответствующим расчетом по заданному коэффициенту запаса устойчивости.

Наиболее распространенным методом предотвращения дальнейшего развития оползня является отсыпка контрфорсов (рис. 167). В передней части сползающих масс отсыпается

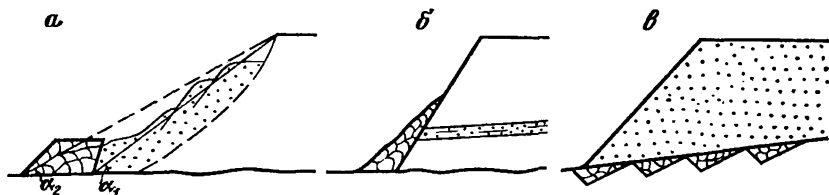


Рис. 167. Локализация развития оползней:

а — устройство контрфорсов; б — пригрузка откосов; в — подготовка основания отвала;  $\alpha_1$  — средний угол наклона откоса;  $\alpha_2$  — угол наклона откоса с учетом дамбы

дамба из скальных вскрышных пород, что создает упор и выполаживает общий угол наклона поверхности откоса. Вместо контрфорсов в передней части оползня можно оставить целик пород или полезного ископаемого, если работы проводятся на проектной глубине, а также применить подпорные стенки, сооружаемые у основания оползня.

При образовании фильтрационных оползней используется способ пригрузки наклонной поверхности фильтрующегося откоса слоем дробленой скальной породы мощностью не менее 1,5 м. В этом случае достигается свободное высачивание подземных вод на откос без выноса породы.

Пригрузка откосов скальными породами делается с увеличением мощности слоя к основанию откоса, приводит к перераспределению напряжений в прибортовом массиве, увеличивает коэффициент запаса устойчивости на 20—25 %.

При укладке отвалов на наклонное основание при наличии слабой, обводненной поверхности предварительно производят механическое рыхление поверхности основания с помощью тракторных рыхлителей на глубину 0,5—0,7 м или устраивают продольные траншеи. Эти меры увеличивают сопротивление скольжению отвальных пород по поверхности основания. Иногда траншеи заполняют фильтрующимся материалом, что обеспечивает отвод воды из отвальных масс.

Меры искусственного укрепления прибортового массива горных пород обеспечивают повышение сопротивления сдвигу пород в зоне наибольших напряжений или по потенциальной поверхности скольжения (обрушения), или всего массива в целом. К этим мерам можно отнести:

- 1) механическое укрепление железобетонными сваями, шпонами, анкерами, гибкими тросовыми тяжами;
- 2) физико-химическое укрепление с применением цементации, нагнетанием укрепляющих растворов из полимерных ма-

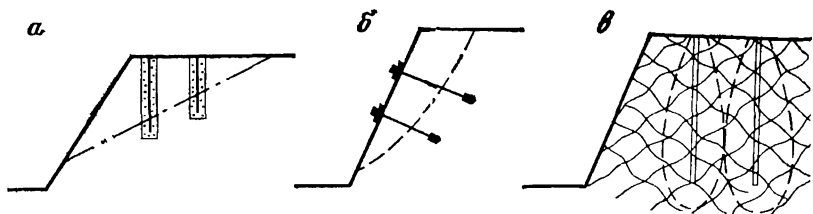


Рис. 168. Схемы укрепления прибортового массива

териалов, смол, с применением электрохимической и термической обработки;

- 3) изолирующие и защитные покрытия набрызгбетоном по металлической сетке, смолами, с использованием агромелиоративных способов.

Железобетонные сваи надежно закрепляют участки массива, имеющие плоскости ослабления: дизъюнктивные нарушения, плоскости напластования, неблагоприятно ориентированные относительно откоса. В этом случае в скважины, пробуренные в основании контакта, укладывают металлическую арматуру и забивают бетоном или цементным раствором, предварительно заполнив скважину заполнителем в виде щебня и песка (рис. 168, а). Анкерное укрепление применяют для упрочнения связи слабой приповерхностной зоны с основной массой пород за пределами потенциально реализуемой поверхности ослабления. Различают распорные анкеры, у которых замок размещается в прочной части массива, а также анкеры, которые скрепляются породой на всем его протяжении посредством бетона или смол (рис. 168, б).

Из способов упрочнения можно выделить цементацию или смолизацию, использующиеся в интенсивно трещиноватых породах, обладающих хорошей водопроницаемостью. В этом случае с верхней площадки откоса бурят вертикальные или наклонные скважины на расстоянии 4—6 м друг от друга. В них нагнетают цемент до полного насыщения массива (рис. 168, в).

Так как осыпи откосов уступов — самые распространенные виды деформаций, в настоящее время разработаны разнообраз-

ные способы борьбы с ними. Перечислим основные из них.

1. Заоткоска уступов предусматривает создание оптимального для данных пород наклона откоса, при котором снижается степень разрушения и скатывания пород. В рыхлых породах эта работа выполняется, как правило, экскаваторами, а в скальных — путем применения специальных методов взрывания на предельном контуре погашения уступа.

Заоткоска уступов взрывным способом может производиться по следующим схемам:

а) предварительное щелеобразование на предельном контуре уступа наклонными скважинами. Создаваемая в данном случае взрыванием скважин щель является экраном для удар-

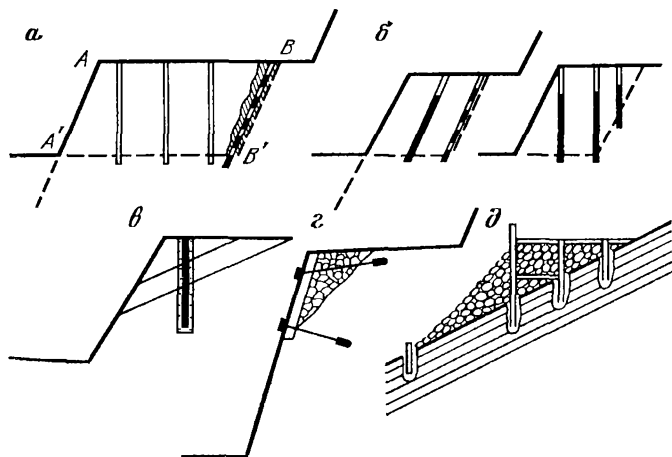


Рис. 169. Схемы закрепления осыпей:

а — предварительное щелеобразование; б — заоткоска уступа наклонными и вертикальными скважинами; в — укрепление железобетонными сваями; г — искусственная бровка; д — укрепленная берма

ных волн при массовых взрывах на границе с предельным контуром. Сущность метода состоит в том, что по линии предельного контура уступа  $BB'$  бурят ряд наклонных скважин, расположенных на расстоянии 1,5—2 м друг от друга (рис. 169). Скважины заряжают уменьшенными рассредоточенными зарядами. Взрывание контурных скважин производят с опережением по отношению к массовому взрыву приконтурного блока  $A'ABB'$ ;

б) заоткоска уступа по проектному контуру посредством наклонных или вертикальных скважин переменной глубины. Все эти меры направлены на снижение зоны, разрушаемой массовыми взрывами. При мгновенном взрывании большого количества взрывного вещества в скважинах зона частичного раз-

рушения пород распространяется на расстояние до 8—10 м за пределы линии отрыва, что приводит к снижению сопротивляемости пород сдвигу и их стойкости против выветривания.

2. Создание широких берм механизированной очистки с целью избежания образования за счет осыпей сплошных откосов на всю высоту борта. Это достигается сдвиганием и стравливанием уступов на предельном контуре карьера.

3. При остановке уступов в предельном контуре с подрезкой наклоненных в сторону откоса слоев пород для обеспечения проектного угла наклона откоса целесообразно производить опережающее укрепление пород уступа железобетонными сваями.

4. Если не осуществляется укрепление пород приконтурного массива, то образование осыпей приводит к уменьшению полезной ширины бермы за счет срезания верхней части откоса уступа или даже всего откоса. Для восстановления берм создают искусственную бровку или сооружают специальные укрепления.

## **VI.7. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ ИЗУЧЕНИИ ПРОЦЕССОВ ПРОЯВЛЕНИЙ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ**

### **VI.7.1. ОБЩИЙ ХАРАКТЕР ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ, ПРОИСХОДЯЩИХ ВОКРУГ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

Подземные горные работы проводятся эффективно и безопасно при учете процессов проявлений горного давления в подземных выработках. Под *проявлениями горного давления* понимается комплекс механических явлений и процессов, происходящих в горных выработках. Эти процессы связаны с деформациями, разрушениями и смещениями элементов горных массивов и земной поверхности, а также с взаимодействием элементов массива с инженерными сооружениями, в том числе с нагружением крепей горных выработок. Все эти явления и процессы происходят в результате нарушений механического равновесия массива горных пород, вызванных проведением горных выработок. Необходима правильная инженерная оценка характера, интенсивности и области распространения проявлений горного давления в выработках для своевременного предупреждения процессов, вызывающих нарушения в технологии ведения горных работ. При несоблюдении этих условий могут возникать ситуации, опасные для людей, находящихся в выработках, и приводящие к крупным нарушениям горно-эксплуатационных работ. Поэтому необходимо учитывать зависимость проявлений горного давления от условий проведения горных выработок и от свойств самого массива.



Все процессы деформаций и разрушений в массиве горных пород происходят в результате изменений первоначального поля сил и напряжений, действовавших в ненарушенном горными выработками массиве горных пород. В случае отсутствия остаточных тектонических напряжений поле напряжений в массиве пород создается гравитационными силами (силами тяжести самих пород).

Участки массива, залегающие на глубине  $H$  от земной поверхности, находятся под действием сил тяжести самих пород данного участка и сил тяжести вышерасположенных пород, которые создают давление порядка  $\gamma H$ , где  $\gamma$  — средняя объемная масса налегающих пород.

Указанное равномерное поле напряжений в ненарушенном массиве свойственно для пород спокойного, близкого к горизонтальному залегания при отсутствии тектоники. В нарушенных участках поле напряжений в массиве уже до проведения выработки значительно отличается от простейшего равномерного поля напряжений. В частности, в нарушенных участках массива значения горизонтальных составляющих поля напряжений могут значительно превышать вертикальные составляющие.

Вследствие проведения выработок происходят изменения поля напряжений в участках массива, прилегающих к выработке. Как правило, вблизи контура выработки создаются напряжения, которые могут привести к необратимым деформациям и разрушениям элементов массива пород, прилегающих к выработке. Все изменения в поле напряжений массива, окружающего выработку, выражаются в виде деформаций и смещений элементов пород.

Большие деформации и разрушения наблюдаются и регистрируются визуально путем периодических осмотров выработок, однако полную картину развития деформаций пород, вызванную изменением поля напряжений, можно получить лишь путем систематических измерений деформаций смещений.

Приведем основные понятия и зависимости между напряжениями и деформациями в простейших типовых случаях действия поля напряжений.

Деформациями тела называются изменения в пространственном расположении его частиц. В процессе деформации твердые тела изменяют свою форму или объем.

В зависимости от направления приложенных сил, формы и физических свойств тел деформации могут быть весьма разнообразными. Простейшими являются деформации сжатия, растяжения, сдвига, изгиба, кручения. В горных породах, окружающих выработку, деформации обычно имеют более сложный характер. Если все участки тела деформируются одинаково, то такая деформация называется однородной; если же ее

величина и характер меняются от одного участка тела к другому, то — неоднородной.

Деформация одноосного растяжения или сжатия характеризуется величиной изменения длины  $\Delta l = l_1 - l_0$ , где  $l_0$  — начальная длина тела;  $l_1$  — длина тела после деформации по направлению действующей силы;  $\Delta l$  — абсолютное изменение длины.

Относительной деформацией называется величина  $\varepsilon$ , полученная по формуле

$$\varepsilon = \frac{l_1 - l_0}{l_0} = \frac{\Delta l}{l_0}. \quad (\text{VI.7.1})$$

При однородной деформации эта величина во всех точках тела одинакова. Деформации могут быть упругими и пластическими. Упругими называются такие деформации, которые после удаления действующих на них сил полностью исчезают (обратимые деформации). Пластические деформации сохраняются после удаления действующих сил (остаточные деформации).

Во всех твердых горных породах возникают как упругие, так и пластические деформации, однако их соотношение может быть весьма различным. Твердые и хрупкие изверженные породы деформируются упруго, почти до самого разрушения.

В осадочных породах (особенно содержащих глинистые частицы или прослойки) могут развиваться значительные пластические деформации в процессе их нагружения, причем эти деформации возрастают во времени при длительном воздействии сил. Упругие деформации тела связаны с возникающими в нем напряжениями.

Напряжение, действующее на элементарной площадке сечения тела, равно отношению величины силы, приложенной к этой площадке, к величине поверхности площадки. Так как направление этой силы может быть ориентировано под разными углами к плоскости площадки, то ее можно разложить на две составляющие, одна из которых направлена перпендикулярно к плоскости площадки, а другая — вдоль ее поверхности. Первая из этих составляющих —  $N$  — называется нормальной, вторая —  $T$  — касательной составляющей действующей силы  $P$ .

Соответственно этому, отношение составляющей  $N$  к площади площадки  $S$  называется нормальным напряжением  $\sigma$  и определяется как  $\sigma = N/S$ , а отношение  $T/S = \tau$  — касательное напряжение, действующее на площадке.

При любом сложном напряженном состоянии в любой точке тела можно выделить три взаимно перпендикулярных сечения, по которым действуют только нормальные напряжения, а касательные будут равны нулю. Эти сечения называются главными. Нормали к этим сечениям называются главными осями, а нормальные напряжения, действующие по главным

сечениям — главными напряжениями и обозначаются  $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ , причем  $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$ . В теории упругости и в механике сплошной среды обычно положительными считаются растягивающие напряжения, но в механике горных пород часто принимаются положительными сжимающие напряжения, которые учитывают преимущественный характер напряженного состояния массива горных пород, выраженный в виде объемного неравнокомпонентного сжатия. Напряженное состояние рассматриваемого элемента называется линейным или одноосным, если два главных напряжения равны нулю; плоским или двуосным, если только одно главное напряжение равно нулю; объемным или трехосным, если все три главных напряжения не равны нулю.

Определение величины и пространственного ориентирования главных нормальных напряжений, действующих в разных точках массива пород, важно для последующей оценки характера деформации массива горных пород.

Необходимость в подробном изучении процессов проявлений горного давления возникла во всех странах с развитой горной промышленностью в связи с интенсификацией добычи полезных ископаемых, приводящей к образованию больших площадей выработанного пространства, а также в связи с разработкой пластов полезного ископаемого на больших глубинах. Эти работы выполнялись и в СССР [5].

## VI.7.2. ОСНОВНЫЕ ОБЪЕКТЫ И ИССЛЕДОВАНИЯ ГОРНОЙ ГЕОМЕХАНИКИ

Основными объектами горной механики являются: массив горных пород; горные выработки; механические явления и процессы, вызываемые в массиве горных пород естественными или искусственными воздействиями; факторы, влияющие на механические свойства массива горных пород; средства инженерного воздействия на массив горных пород с целью изменения свойств и состояний.

Содержание и степень подробности определяемых и учитываемых характеристик массива пород должны соответствовать особенностям решаемой задачи и предполагаемому характеру развития геомеханических процессов.

Как указано выше, начальное поле напряжений в нетронутом массиве, сложенном горизонтально или полого залегающими слоями пород, при отсутствии тектонических сил может быть представлено в виде траекторий главных максимальных напряжений, имеющих прямолинейное, параллельное расположение и направленных вертикально вниз. Приближенное значение этих сжимающих напряжений на глубине  $H$  от земной поверхности может быть определено выражением

$$\sigma_z = \gamma H = \sigma,$$

где  $\gamma$  — средняя объемная масса вышележащей толщи пород.

Каждый элемент породы, расположенный внутри массива, кроме вертикального напряжения  $\sigma_z$  испытывает давление с боков в размере

$$\sigma_x \cong \sigma_y = \lambda \sigma_z \cong \lambda \gamma H, \quad (\text{VI.7.2})$$

где  $\lambda$  — коэффициент бокового распора,  $0 < \lambda < 1$ , причем  $\lambda$ , близкие к нулю, свойственны прочным, жестким породам, лежащим на небольших глубинах. В пластичных породах значение  $\lambda$  на значительных глубинах приближается к единице. Боковой распор внутри массива пород образуется в связи с тем, что порода не может свободно расширяться в боковом направлении под действием сжимающих ее вертикальных сил. Если рассматриваемый элемент массива находится вблизи обнаженной поверхности (например вблизи стенки одиночной протяженной выработки), то значение коэффициента бокового распора  $\lambda$  в направлении, перпендикулярном плоскости обнажения, должно быть меньше, чем значение этого коэффициента в направлении вдоль оси выработки. Это происходит вследствие того, что порода деформируется в сторону выработки и ее отпор со стороны близко расположенной стенки не может достигать такой же величины как отпор со стороны массива, простирающегося на значительное расстояние.

При проведении горной выработки равновесие массива пород и равномерное расположение силовых линий в поле напряжений нарушается, возникает концентрация напряжений в боковых стенках одиночной протяженной выработки. Рассмотрим характер влияния выработки на изменение поля напряжений в массиве горных пород на примере поперечного сечения одиночной протяженной выработки с участком окружающего ее массива горных пород (рис. 170). В этом массиве возникают зоны повышенных напряжений, причем максимальная их концентрация сосредоточена в боковых стенках выработки. Коэффициент концентрации, как показывают теоретические расчеты и непосредственные измерения в натуре, достигает 2—3. Таким образом, напряжения в стенках выработки могут быть в 2—3 раза выше напряжений в массиве до ее проведения.

Значение коэффициента концентрации зависит от механических свойств пород, окружающих выработку. Наибольшее значение будет в том случае, когда массив сплошной, нетрещиноватый и сложен упругими, жесткими (непластичными) породами. Если повышенные напряжения в стенках выработки превышают предел пластичности или предел прочности породы, то в зонах, прилегающих к стенкам выработки, развиваются пластические деформации и разрушения. В результате этого, значения напряжений в породах, непосредственно прилегающих к стенке

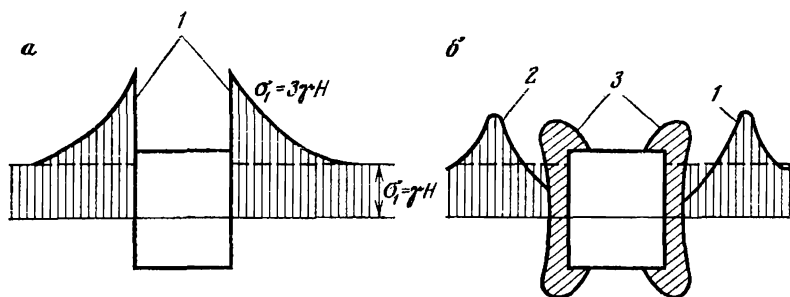


Рис. 170. Зоны повышенных давлений, пластических деформаций и разрушений вокруг одиночной выработки:

а - зоны повышенного давления до возникновения пластических деформаций; б - зоны повышенного давления после возникновения пластических деформаций; 1, 2 - опоры порталных напряжений до и после возникновения пластических деформаций; 3 - зоны пластических деформаций и разрушений

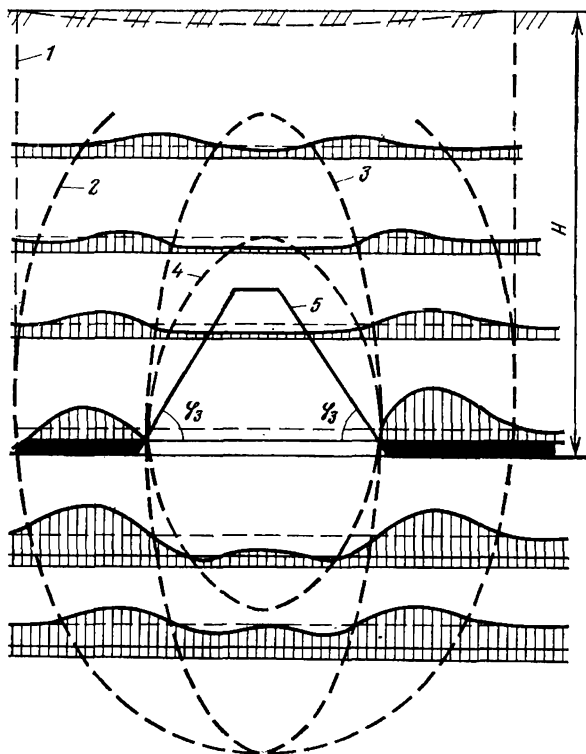


Рис. 171. Зоны повышенных и пониженных давлений вокруг очистной выработки:

1 - граница области влияния выработки; 2 - зона опорного давления; 3 - граница зоны разгрузки; 4 - граница защищенной зоны; 5 - граница зоны обрушений;  $\phi_3$  - угол влияния очистной выработки на массив горных пород

выработки, уменьшаются, а их максимальное значение переместится вглубь массива. В итоге, вокруг выработки образуется ряд зон пониженного и повышенного напряжения. Устойчивость стенок выработки и взаимодействие боковых пород с крепью зависят от характера образования и размеров этих зон.

Наиболее высокие напряжения в стенках выработки сохраняются при упругих прочных породах, в которых не возникают пластические деформации и разрушения. Но благодаря высокой прочности пород, эти напряжения не приводят к значительному давлению на крепь, так как упругие деформации невелики.

В том случае, если нарушение сплошности массива происходит в результате ведения очистных работ, зоны повышенного горного давления, а также зоны поврежденных деформаций и разрушения довольно обширны.

Рассмотрим схему влияния очистной выработки на окружающий массив горных пород в случае горизонтального спокойного залегания слоистой толщи пород одной очистной выработки (рис. 171).

Влияние очистной выработки распространяется в массив во всех направлениях. В боках горизонтальной очистной выработки образуются области повышенного опорного давления. Концентрация этого давления по сравнению с начальным полем напряжений в сплошном массиве может быть различной. Она зависит от размеров очистной выработки, а также от строения и механических свойств пород, слагающих ее кровлю. При очень прочных и массивных слоях породы могут заставить на больших площадях обнажения и таким образом создавать значительные величины опорного давления. Пунктирными прямыми линиями показан уровень равномерного поля напряжений до образования очистной выработки, кривыми линиями — уровень вертикальных напряжений, возникающих после образования очистной выработки. Рассматривая положения этих линий можно видеть, что степень концентрации поля напряжений более высокая на участках массива, расположенных ближе к очистной выработке. С удалением от нее концентрация напряжений уменьшается. Кроме того, можно наблюдать степень концентрации напряжений в зонах опорного давления, которая вблизи выработки может достигать значения 2—3, а в удалении от нее уменьшается. Кроме зон повышенного давления в окружающем массиве пород, очистная выработка создает и зоны пониженного давления (зоны разгрузки). В этих зонах коэффициент концентрации давления  $K$  будет меньше единицы. Непосредственно над очистной выработкой породы массива обычно разрушаются и образуют зону обрушенных пород. При этом, если вырабатываемая мощность пласта полезного ископаемого достаточно велика и превышает мощности отдельных слоев пород кровли в два раза и более, то эти слои обрушаются беспо-

рядочно, в результате общий объем обрушенных пород значительно превышает их объем в ненарушенном состоянии (коэффициент увеличения объема достигает 1,15—1,25). Зона беспорядочно обрушенных пород приводит к уменьшению свободного пространства, в которое могут опускаться вышележащие слои, которые после их разлома уже не могут обрушаться беспорядочно и опускаются с сохранением связи между блоками каждого отдельного слоя.

Поэтому степень разрыхления массива пород, опускающихся упорядоченно, значительно ниже степени разрыхления зоны беспорядочного обрушения, и коэффициент увеличения объема пород в зоне упорядоченного смещения обычно не превышает значения 1,05.

Рассмотренный характер влияния очистной выработки на окружающий ее массив горных пород важен при разработке свиты пластов, особенно в тех случаях, когда есть пласты, опасные по горным ударам и внезапным выбросам угля и газа. Специальные исследования и накопленный опыт ведения горных работ показывают, что одним из наиболее действенных средств, предупреждающих возникновение горных ударов и внезапных выбросов, является предварительная отработка в свите так называемых «защитных пластов».

Как указано выше, очистные работы, проводящиеся на одном пласте, приводят к образованию зон повышенного и пониженного давления в окружающем массиве. Если в свите пластов сначала обрабатывать пласты, не «опасные» по горным ударам и выбросам, то при определенном пространственном расположении очистных выработок в этих пластах можно создать в смежных «опасных» пластах свиты зоны пониженного горного давления, т. е. зоны разгрузки. Оработка «опасных» пластов на участках, входящих в зоны разгрузки, обычно безопасна. Первый отработанный пласт свиты является «защитным» для остальных «опасных» пластов.

Зоны разгрузки образуются в толще пород, расположенных как выше так и ниже разрабатываемого пласта. В соответствии с этим, различают защитное действие разрабатываемого пласта по отношению к «опасному» пласту в условиях подработки или надработки.

В условиях подработки разгрузку вышележащего «опасного» пласта необходимо проводить даже при значительных расстояниях от подрабатываемого пласта до «защитного». В условиях же надработки разгрузка, а, следовательно, и защита нижележащего «опасного» пласта достигается при мощностях междупластья, не превышающих 60 м.

Это расстояние, обеспечивающее защиту нижнего пласта при его надработке, можно еще уменьшить, если в состав междупластья входят мощные и прочные слои пород. Они как бы

экранируют защитное действие надрабатывающего пласта, в результате чего не происходит защитного действия в слоях массива, расположенных ниже прочных, мощных слоев междупластья. Наличие отдельных целиков, оставленных в окружающем выработанного очистного пространства, создает в массиве пород, расположенном выше и ниже этого целика, зоны повышенного горного давления. Причем эти зоны распространяются от целика на значительное расстояние в вышележащую и нижележащую толщи пород. Аналогичное влияние оказывают и кромки невыработанных пластов, прилегающие к выработанному пространству.

Создание зон повышенного давления на пластах, опасных по горным ударам и внезапным выбросам, приводит к различным опасным явлениям, вызывает неустойчивость одиночных подготовительных и капитальных выработок, попадающих в эти зоны. Поэтому при разработке свиты пластов большое внимание необходимо уделять рациональному планированию развития горных работ и расположению выработок в смежных пластах.

При планировании горных работ должно обеспечиваться оптимальное взаимное расположение одиночных и очистных выработок и порядок их проведения в свите пластов, при котором не возникали бы неустойчивость выработок, горные удары и внезапные выбросы угля и газа. При таком планировании развития горных работ можно пользоваться следующими рекомендациями.

1. При планировании горных работ в разрабатываемой свите пластов следует избегать расположения капитальных и подготовительных выработок в зонах повышенного горного давления (зоны ПГД) создаваемых влиянием отдельных целиков и краевых частей пластов полезного ископаемого, оставленных в очистных выработках на смежных пластах свиты.

2. Необходимо располагать капитальные, подготовительные выработки и очистные забои в зонах разгрузки создаваемых предварительной отработкой смежных «защитных» пластов свиты.

3. Главные вскрывающие выработки должны проводиться в устойчивых породах, а при их отсутствии — вкрест простирания слоистости или трещиноватости пород, а также на расстояниях, исключающих взаимное влияние выработок. Для расчета таких расстояний  $L_6$  используется формула

$$L_6 \geq (b_1 + b_2) K_L, \quad (\text{VI.7.3})$$

где  $b_1 + b_2$  — суммарная ширина сечений в проходке взаимовлияющих выработок;  $K_L$  — коэффициент, учитывающий сопротивление пород (табл. 20).

4. Избегать расположения выработок в зонах крупных тектонических нарушений и напорных водоносных горизонтов.



Таблица 20

Расчетная глубина расположения выработки $H_0$ , м	Коэффициент $K_L$ при расчетном сопротивлении $R_L$ (в МПа) пород							
	для выработки по простиранию				для выработки вкрест простирания			
	30	60	90	более 120	30	60	90	более 120
до 300	3,5/2,0	1,8/1,6	1,5/1,3	1,2/1,0	1,8	1,5	1,2	1,0
от 300 до 600	4,0/2,5	2,0/1,8	1,7/1,5	1,4/1,2	2,2	1,8	1,5	1,2
от 600 до 900	4,5/3,0	2,5/2,1	2,0/1,7	1,6/1,4	2,6	2,1	1,7	1,4
от 900 до 1200	5,0/3,5	3,5/3,0	2,5/2,0	1,8/1,6	3,0	2,5	2,0	1,5
свыше 1200	5,5/4,0	4,0/3,5	3,0/2,3	2,0/1,8	3,4	2,9	2,4	1,7

*Примечания.* 1. В числителе значения  $K$  даны для выработок с углом падения  $\alpha$  до  $35^\circ$ , а в знаменателе — при  $\alpha$  свыше  $35^\circ$ . 2. Для выработок, расположенных под углом к простиранию,  $K_L$  — среднее из значений по простиранию и вкрест простирания. 3. Для наклонных выработок  $K_L$  принимается как для горизонтальных выработок, пройденных по простиранию.

Таблица 21

Расчетная глубина расположения выработки $H_p$ , м	Расстояние между выработываемым пластом и надрабатываемой выработкой $h$ (в м) в зависимости от расчетного сопротивления $R_L$ (в МПа) пород на контуре сечения выработки								
	до 20	30	40	50	60	80	100	120	более 120
до 200	60	45	30	20	15	10	10	10	10
300	800	65	50	40	30	10	10	10	10
400	90	75	60	50	45	20	10	10	10
500	100	85	70	60	55	30	20	20	10
600	110	95	80	70	60	35	30	20	10
800	120	105	90	80	70	50	45	30	20
1000	130	115	105	90	80	60	55	40	30
1200	140	125	115	100	90	70	65	50	40
1500	160	145	135	120	110	90	80	60	50

5. Предусматривать возможность выемки полезного ископаемого из предохранительных целиков при погашении выработок.

6. Необходимо минимальное количество типов и размеров сечений выработок.

7. Для расчета зон влияния надработки и подработки пластов следует пользоваться специальными таблицами (табл. 21, 22).

Указанные в таблицах расстояния соответствуют границам активного влияния повышенного давления, создаваемого очи-

ственным забоем вырабатываемого пласта на надрабатываемые или подрабатываемые выработки. При расстояниях, превышающих значения, указанные в таблицах, можно считать, что рассматриваемая выработка находится вне влияния вырабатываемого пласта.

Изложенные выше характеристики проявлений горного давления при разработке свиты пластов должны учитываться и использоваться при планировании развития горных работ.

Таблица 22

Расчетная глубина расположения выработки $H_p$ , м	Расстояние между залежью полезного ископаемого и подрабатываемой выработкой $h$ (в м) при расчетном сопротивлении $R_L$ (в МПа) пород на контуре сечения выработки								
	до 20	30	40	50	60	80	100	120	более 120
до 200	120	100	80	65	50	30	20	20	20
300	140	120	95	80	60	35	25	20	20
400	160	140	110	90	70	40	30	20	20
500	180	160	125	100	80	45	35	30	20
600	200	180	140	110	90	50	40	35	30
800	220	200	160	130	100	60	50	45	40
1000	230	210	175	145	110	70	60	50	45
1200	240	220	185	155	120	80	70	60	50
1500	250	240	220	190	150	120	90	70	60

*Примечание.* Приведенные расстояния даны для вырабатываемого пласта мощностью 1 м. При мощности пласта менее 1 м, а также равной 1,5; 2,0; 2,5 и 3 м — указанные в таблице величины необходимо умножить на коэффициенты влияния мощности пласта  $K_m$ , которые соответственно равны 0,9; 1,1; 1,2; 1,3 и 1,4.

Наряду с планированием важно и оперативное управление горным давлением в действующих подготовительных и очистных выработках.

Проведение очистных работ длинным забоем приводит к образованию больших площадей обнажения кровли, которые могут вызвать обрушения больших массивов боковых пород. Кроме того, при ведении очистных работ длинным очистным забоем с обрушением кровли состояние пород в призабойном пространстве выработки не стабильно. При определенных видах строения пород кровли могут произойти их нежелательные зависания над выработанным пространством с последующими резкими осадками кровли с повышенным давлением на крепь. Возникают вывалы отдельных блоков пород из кровли, создающие в очистном забое опасность для рабочих. Все это затрудняет бесперебойное, эффективное и безопасное ведение горных работ.

Основными факторами, влияющими на состояние кровли очистного забоя, являются следующие: 1) строение пород

кровли; 2) прочность и жесткость слоев кровли; 3) вынимаемая мощность пласта полезного ископаемого; 4) трещиноватость пород кровли и пространственная ориентировка систем трещиноватости по отношению к линии забоя; 5) несущая способность крепи, ее жесткость и паспорт ее расположения в рабочем и очистном пространстве.

При слоистом строении кровли обычно различают непосредственную и основную кровлю. Непосредственной кровлей являются нижние слои, залегающие над выработываемым пластом. Обрушение этих слоев при удалении крепи происходит в виде отдельных беспорядочно падающих блоков, после падения они образуют значительный больший объем по сравнению с их объемом в массиве. Поэтому вышележащие слои основной кровли смещаются на меньшую величину, чем слои непосредственной кровли. Благодаря

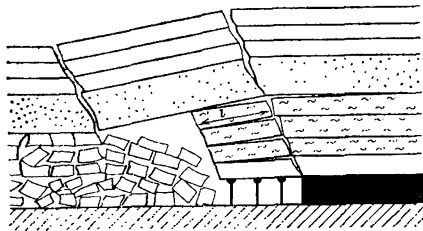


Рис. 172. Схема обрушения и осадки пород у очистного забоя

этому, происходит более упорядоченное смещение обрушающихся блоков вышележащих слоев, которые во многих случаях сохраняют шарнирную связь между отдельными блоками одного и того же слоя кровли. Если же эти вышележащие слои имеют большую мощность и прочность по сравнению со слоями непосредственной кровли, то они могут образовать зависание на значительной площади над выработанным пространством лавы. В результате возникают периодические резкие осадки зависимых слоев кровли, вызывающие резкое повышение давления на крепь очистного забоя. Такие осадки называются *вторичными осадками основной кровли*. Часто они сопровождаются перемещением больших масс вышележащих горных пород, при которых сопротивление крепи не может уравновесить давление перемещающегося массива. Этот массив находит свою опору на обрушенных породах непосредственной кровли, а крепь в этом случае работает в режиме заданной деформации. Таким образом, податливость крепи должна соответствовать размерам «задаваемой» деформации. Отсюда очевидна необходимость прогноза ожидаемых величин смещений больших массивов пород при вторичных осадках основной кровли.

Рассмотрим смещения пород непосредственной и основной кровли у очистного забоя (рис. 172).

Обрушение непосредственной кровли образует нижнюю зону беспорядочного обрушения пород. Измеряется расстояние  $l$  —

пролет обрушения непосредственной кровли. Вышерасположенные слои основной кровли смещаются более упорядоченно, причем между отдельными смежными блоками слоев сохраняется шарнирная связь. Эта связь обеспечивается, благодаря возникновению сил бокового распора при последовательном обломе и опускании слоев основной кровли. Объективный показатель состояния устойчивости кровли очистного забоя характеризует величины смещений в выработанное пространство и интенсивность (скорость) этих смещений.

Такие же показатели используются для оценки устойчивости боковых пород в стенках и кровле одиночных подготовительных и капитальных выработок.

Для этого необходима организация и проведение систематических маркшейдерских наблюдений за смещениями пород в выработках.

### **VI.7.3. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ НАБЛЮДЕНИЯ ЗА ПРОЯВЛЕНИЯМИ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ**

Проявления горного давления характеризуют величины и интенсивность развития смещений пород на границах массива и горной выработки. Наиболее простыми являются измерения относительных смещений кровли и почвы выработок или же боковых стенок одиночных выработок. Для этого в кровле и почве или в стенках выработки закладываются реперы и с помощью специальных индикаторных стоек периодически замеряются расстояния между ними. При измерении относительных смещений кровли и почвы выработок реперы в виде металлических скоб с просверленными в них небольшими отверстиями, служащими центром, устанавливаются на одной вертикали, причем сначала — репер в кровле, а по отвесу, пропущенному через отверстие верхней скобы, — репер в почве, так чтобы отверстие в нижней скобе было на одной вертикали с отверстием в верхней. После этого периодически производятся замеры расстояний между скобами, а также величины относительных горизонтальных смещений вертикальной проекции центра верхнего репера относительно центра нижнего. При замерах относительных смещений боковых стенок одиночных выработок пары реперов устанавливаются обычно на одной горизонтали, пересекающей противоположные стенки выработки. В качестве примера приведем конструкцию стойки универсальной индикаторной типа СУИ-II, выполненную опытно-экспериментальным заводом ВНИМИ (рис. 173).

Наблюдения за проявлениями горного давления показали, что помимо абсолютных значений относительных смещений важна интенсивность проявления горного давления, т. е. скорость смещений.

Для того чтобы можно было определять скорости относительных смещений наблюдаемой пары реперов за короткий промежуток времени, необходимо значительно повысить точность измерений смещений. С этой целью в конструкции стойки предусмотрена специальная головка с индикатором смещений часового типа. Использование такой головки позволяет производить измерения смещений с точностью до 0,01 мм.

При производстве измерений индикаторная стойка устанавливается между реперами и наблюдение за смещениями производится при неизменном положении установленной стойки для того, чтобы избежать погрешностей, возникающих при повторных ее установках между реперами. Такая высокая точность определения смещений позволяет определить их величину за промежуток времени в пределах 5—10 мин. Определения скоростей смещения являются объективным показателем степени устойчивости пород в выработках. На практике на данном участке горных работ обычно определяются скорости смещения пород в нормальных устойчивых состояниях выработки, а также в тех ее состояниях, которые приводят к потере устойчивости. Таким образом, непосредственно опытным путем для данного участка горных работ устанавливаются скорости смещения, характеризующие благоприятное и неблагоприятное состояния выработок.

Помимо таких определений необходимо иметь в виду, что абсолютные значения больших скоростей смещения не всегда характеризуют неблагоприятное состояние устойчивости выработок. Так, например при наблюдениях скоростей относительных смещений кровли и почвы в рабочем пространстве очистного забоя установлено, что при очередной зарубке забоя, резко отодвигающей основную опору кровли, повышается скорость смещения кровли забоя сразу после зарубки.

Однако эта скорость смещения не остается постоянной, и при нормальном, достаточно устойчивом состоянии кровли очистного забоя эта скорость постепенно уменьшается и со временем достигает значения, характеризующего ее нормальное устойчивое состояние.

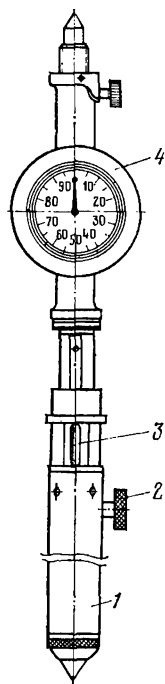


Рис. 173. Стойка универсальная измерительная:  
1 — телескопическая стойка с миллиметровой шкалой и пружиной; 2 — стопорный винт; 3 — индекс отсчета по миллиметровой шкале; 4 — индикаторная головка

Таким образом, основным признаком опасного неустойчивого состояния кровли является не абсолютное значение скорости смещения, а положительное ускорение смещений кровли. Отрицательное ускорение свидетельствует о равновесном состоянии наблюдаемой механической системы.

Использование индикаторных стоек в качестве «пробников» для объективной оценки устойчивых или неустойчивых состояний горных пород в выработках широко применяется техническим надзором шахты. Этот метод не требует длительных наблюдений. Его можно проводить в любой момент времени, в любой точке выработок без предварительной подготовки места наблюдений. Если породы, между которыми устанавливается стойка, достаточно прочные, то можно производить измерения без предварительной закладки реперов. Достаточно засверлить с помощью обычной ручной дрели и хорошо закаленного сверла в породе небольшие конические лунки. Измерительную стойку устанавливают между этими лунками и сохраняют неизменное ее положение в процессе измерений, что приводит к значительной точности замеров смещений, соответствующей точности индикатора. Сама индикаторная стойка имеет небольшие габариты и массу, поэтому она проста в обращении, причем замеры скоростей смещения боковых пород в выработках изложенным способом рекомендуется проводить в отдельных местах для контроля устойчивости пород. При изучении процессов проявлений горного давления в пределах всей шахты или некоторых ее участков необходимо производить более полные и систематические наблюдения и нужна соответствующая достаточно полная информация о геологическом строении и физико-механических свойствах массива горных пород.

Важно знать общее геометрическое строение массива пород, его физико-механические характеристики, а также все размеры и пространственное расположение горных выработок, нарушающих сплошность массива пород. В соответствии с этим, весь комплекс исследований проявлений горного давления в выработках можно представить в виде следующей схемы.

1. Описание геологического строения массива пород в границах исследуемого участка.

2. Определение основных механических характеристик пород, слагающих массив (прочностные и деформационные характеристики).

3. Необходимо знать размеры и пространственное расположение выработок, нарушающих сплошность массива, а также характеристики их дальнейшего развития.

4. Важны характеристики деформаций и смещений пород, наблюдаемых в выработках (деформации элементов массива, прилегающего к выработкам, конвергенция стенок выработки,

абсолютные смещения отдельных пунктов выработки и т. д.).

5. Выявление напряженного состояния пород, прилегающих к стенкам выработки (определения абсолютных значений напряжений, а также изменений напряженного состояния).

6. Применение теоретических расчетов напряженного состояния и деформаций пород, окружающих выработку, на базе существующих гипотез о развитии процессов проявлений горного давления.

7. Правильное использование методов моделирования для установления закономерностей в процессах проявления горного давления.

*Геологическое строение* рассматриваемого участка массива характеризуется соответствующими разрезами толщи пород. Пространственное ориентирование этих разрезов выбирается в направлениях, наиболее характерных для данных областей проявлений горного давления. Например для длинного очистного забоя — в направлении подвигания забоя, для одиночной выработки — в сечениях, перпендикулярных от выработки и т. д.

Особое внимание необходимо уделять поверхностям механического ослабления в массиве — контактам слоев, трещиноватости, регистрации пространственного ориентирования этих поверхностей ослабления, а также приблизительной оценке степени ослабления по этим поверхностям.

В качестве основной механической характеристики прочности могут быть использованы значения прочности пород на одноосное сжатие, так как эта характеристика достаточно хорошо коррелируется с графическим паспортом прочности для сложных напряженных состояний (см. рис. 107).

*Размеры и пространственное расположение выработок* снимаются с маркшейдерского плана горных работ с указанием проектируемого подвигания выработок.

*Характеристика деформаций и смещений пород* в выработках определяется специальными маркшейдерскими измерениями.

Основными элементами этих измерений являются:

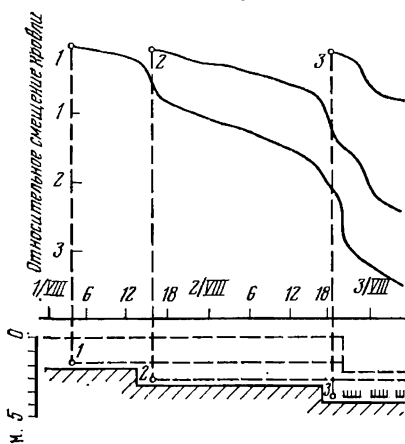
а) наблюдения за относительными смещениями (конвергенцией) кровли и почвы выработок, а также противоположных стенок одиночных выработок. Хотя эти измерения дают только величины относительных смещений, но опыт показывает, что эта характеристика является достаточно чувствительным и объективным показателем как самого характера проявлений горного давления, так и его изменений во времени. Вместе с тем, простота и доступность таких измерений наряду с их высокой точностью обеспечивают их массовое производство, что является во многих случаях, необходимым условием надежности основанных на этих измерениях выводов и рекомендаций;

б) измерения деформаций пород в стенках выработок. Измерения такого рода производятся или на поверхности стенок выработки между двумя реперами, заложенными в стенке выработки, или же в скважинах, пробуренных из выработки внутрь массива пород. Такой замер может производиться универсальной индикаторной стойкой, а при небольших базах (10—20 см) — с помощью более чувствительных приборов (например с помощью струнного датчика, обеспечивающего возможность определения относительной деформации с точностью до одного микрометра).

Для выявления напряженного состояния боковых пород, окружающих выработку, может быть применен метод разгрузки. Принцип этого метода заключается в определении напряженного состояния элемента горной породы путем измерения упругих деформаций, возникающих в этом элементе при отделении его от окружающего его массива пород (разгрузки этого элемента). Определив модуль упругости этого элемента, можно подсчитать величину напряжений, действовавших в этом элементе до его разгрузки. Данный метод обеспечивает достаточно точное определение указанных напряжений. Однако большая трудоемкость производства измерений методом разгрузки не позволяет осуществить массовость таких измерений. Поэтому такие измерения производятся в отдельных случаях.

Основными же показателями процессов проявлений горного давления остаются наблюдения и измерения смещений пород в выработках.

Результаты всех систематических измерений смещений пород в выработках обычно изображаются графически (рис. 174). По оси абсцисс откладывается время наблюдений (дни и часы). В верхней части графика показаны кривые смещений кровли во времени для определенного места лавы. У каждой кривой указан номер пары реперов, по которым производилось измерение смещений кровли относительно почвы. В нижней части графика показана хронограмма движения забоя и кромки обрушения кровли за



*Исходные обозначения:*

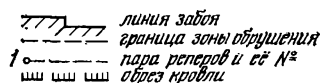


Рис. 174. График относительных смещений кровли и хронограмма горных работ в очистном забое



пределами рабочего пространства лавы, появления крупных трещин и обрывов в кровле рабочего пространства, положения и перемещения мест установки измерительных пунктов (реперов) в рабочем пространстве лавы.

Кроме того, для различных периодов работы очистного забоя записываются комментарии, характеризующие состояние пород и крепи в рабочем пространстве очистного забоя.

Данные систематических наблюдений за смещениями боковых пород в подготовительных выработках также выносятся на график. Учитывая, что на эти смещения оказывает влияние положение смежного очистного забоя, на графике указываются расстояния до положения очистного забоя.

Помимо систематических измерений смещений боковых пород в выработках полезны систематические визуальные наблюдения за состоянием боковых пород и крепи. На каменноугольных шахтах Рура в ФРГ широко и с большим эффектом используется систематическая ежесменная визуальная регистрация состояния кровли в очистных забоях.

Отпечатана специальная таблица, в которую за каждую рабочую смену технический надзор участка заносит определенные сведения, касающиеся состояния кровли и крепи в отдельных местах каждого работающего очистного забоя. Особое внимание при этом обращается на фиксацию вывалов отдельных блоков из кровли в рабочем пространстве. В соответствии с объемом и площадью распространения этих вывалов делается оценка эффективности или неэффективности применяемой технологии ведения горных работ по выемке угля и креплению рабочего пространства очистного забоя. Такие сведения обеспечивают надежность выводов и заключений, получаемых в результате статистической обработки получаемых данных.

В целом, весь комплекс маркшейдерских наблюдений за процессами проявлений горного давления при условии систематического их проведения во всех случаях обеспечивает объективную оценку состояния устойчивости горных выработок и работы крепи, а также позволяет сделать обоснованные рекомендации по улучшению технологии и обеспечению безопасности ведения горных работ.

## Раздел VII

# ОРГАНИЗАЦИЯ МАРКШЕЙДЕРСКОЙ СЛУЖБЫ ПЛАНИРОВАНИЕ МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ

---

### VII.1. СТРУКТУРА МАРКШЕЙДЕРСКОЙ СЛУЖБЫ В СССР

#### VII.1.1. СТРУКТУРА МАРКШЕЙДЕРСКОЙ СЛУЖБЫ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ И ОРГАНИЗАЦИЯХ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

В соответствии с отраслевым принципом маркшейдерская служба в настоящее время организована по двум направлениям: маркшейдерская служба предприятий и организаций горнодобывающей промышленности и специализированные организации.

В отрасли структура маркшейдерской службы обычно соответствует организационной структуре соответствующего министерства. Так, например, если структура министерства представляет собой схему: шахта (рудник) — производственное объединение (трест, комбинат) — отраслевое управление министерства — министерство, то маркшейдерская служба организуется следующим образом: маркшейдерский отдел шахты (рудника) — маркшейдерский отдел производственного объединения (треста, комбината) — маркшейдерский отдел отраслевого управления министерства — маркшейдерский отдел (управление) министерства.

Основной первичной производственной единицей является *маркшейдерский отдел (бюро) горного предприятия*. На маркшейдерский отдел горного предприятия возлагается производство всех основных и текущих маркшейдерских работ, выполняемых при освоении и разработке месторождения. Капитальные маркшейдерские и топографо-геодезические работы, требующие применения специальных методов и технических средств, осуществляют в установленном порядке специализированные организации.

Маркшейдерский отдел горного предприятия состоит из главного маркшейдера — начальника отдела, заместителя главного маркшейдера, участковых маркшейдеров, техников-картографов (чертежников) и рабочих (горнорабочих). На ряде горнорудных предприятий старший маркшейдер выполняет функ-

ции и обязанности главного маркшейдера. На крупных предприятиях введена должность заместителя главного маркшейдера; на угольных шахтах (разрезах) в штат маркшейдерского отдела входит геолог. На горнорудных предприятиях, где объем геологических работ большой, создаются самостоятельные геологические отделы. Обязанности между отдельными работниками маркшейдерского отдела распределяются следующим образом.

*Главный маркшейдер горного предприятия* подчиняется непосредственно главному инженеру предприятия и является его заместителем по вопросам охраны недр и маркшейдерских работ; назначается на должность и освобождается от должности вышестоящей организацией. В его обязанности входят:

участие в подборе, назначении, расстановке маркшейдерских кадров и организация мер по повышению их квалификации;

составление планов работ отдела, заявок на маркшейдерское оборудование, приборы и материалы;

разработка совместно с другими службами мероприятий по ведению горных работ в опасных зонах, снижению потерь и разубоживанию полезных ископаемых, охране окружающей среды, мер охраны горных выработок и наземных объектов от вредного влияния горных разработок;

участие в разработке перспективных и календарных планов развития горных и строительно-монтажных работ, проектов горных и земельных отводов, ликвидации и консервации горных предприятий или отдельных участков;

контроль за соблюдением утвержденных проектов рационального и комплексного использования полезных ископаемых, за ведением горных работ в соответствии с календарным планом, за размещением наземных объектов в соответствии с проектом в пределах утвержденных границ горного и земельного отвалов, за состоянием маркшейдерских опорных сетей, обновлением и пополнением топографических планов поверхности;

личное участие при выполнении особо сложных и ответственных маркшейдерских работ;

внедрение новых методов выполнения маркшейдерских работ, новой маркшейдерской техники, чертежных материалов, средств размножения чертежей и т. д.

Главный маркшейдер горного предприятия руководит всеми видами маркшейдерских работ, является ответственным за решение всех задач, возложенных на маркшейдерский отдел предприятия. В своей работе он руководствуется действующими правилами и инструкциями, относящимися к маркшейдерскому делу, приказами и распоряжениями вышестоящих организаций и руководителя горного предприятия.

Наряду с руководителем предприятия он несет ответствен-

ность за достоверность отчетов предприятия о полноте извлечения из недр запасов полезных ископаемых, маркшейдерской документации по учету объемов выполненных работ, а также других документов, связанных с деятельностью маркшейдерской службы.

Главный маркшейдер предприятия имеет право:

приостанавливать проведение беспроектных выработок, браковать горные выработки, неправильно пройденные по направлению, профилю и габаритам;

запрещать горные работы, вызывающие потери и разубоживание руды, превышающие установленные нормы;

не допускать подработку охранных целиков и проведение в них прорезающих выработок без разрешения Госгортехнадзора;

запрещать застройку площадей залегания полезных ископаемых, проводимую без соблюдения требований соответствующих инструкций;

давать руководству предприятия предложения о поощрении или наложении взысканий на сотрудников маркшейдерского отдела, а также о наложении взысканий на работников, не выполняющих указаний маркшейдерской службы;

представлять предприятие в других организациях по вопросам, входящим в его компетенцию.

Распоряжения руководства предприятия, противоречащие требованиям действующих нормативных документов подлежат исполнению главным маркшейдером только в том случае, если они даны в письменном виде. При этом главный маркшейдер предприятия немедленно сообщает об этом вышестоящей организации и органам Госгортехнадзора СССР.

*Заместитель главного маркшейдера* предприятия подчиняется непосредственно главному маркшейдеру предприятия. В его обязанности входят осуществление оперативного руководства работой участков маркшейдеров, техников-картографов и рабочих, а также оказание помощи главному маркшейдеру в решении приведенных выше задач. Заместитель главного маркшейдера принимает личное участие в выполнении ответственных маркшейдерских работ, пользуется теми же правами, что и главный маркшейдер предприятия.

Ответственность за своевременное и качественное выполнение всех маркшейдерских работ на отдельном маркшейдерском участке несет *участковый маркшейдер*, функциями которого являются:

выполнение работ по созданию опорной сети, горизонтальной и вертикальной съемке горных выработок, по наблюдениям за сдвижением горных пород и горным давлением, камеральной обработкой материалов съемки, составлению и пополнению графической документации;

перенесение в натуру горных выработок и различного рода сооружений, задание направлений горным выработкам при их прохождении и наблюдение за правильным ведением горных работ в соответствии с утвержденным проектом;

определение и учет объемов выработанного пространства, а также погашения пустот и подготовительных горных выработок, извлеченной горной массы и полезного ископаемого, прохождения подготовительных выработок и подвигания фронта работ;

подсчет и учет совместно со службой рудничной (шахтной) геологии запасов полезного ископаемого по участку, а также учет потерь и разубоживания полезного ископаемого;

участие в составлении календарных планов развития горных работ по участку, наблюдение за их выполнением и составление маркшейдерской отчетности и т. д.

Все выявленные на участке нарушения и предложения по их устранению вносятся участковым маркшейдером в Книгу маркшейдерских указаний, которая представляется главному маркшейдеру предприятия для принятия мер.

Успех работы участкового маркшейдера в значительной мере зависит от его ближайших помощников — *горнорабочих на маркшейдерские работы*. Они вместе с маркшейдером подготавливают приборы к съемке; доставляют их к месту работы и помогают маркшейдеру в процессе съемки (закрепляют точки, устанавливают сигналы, освещают точки наблюдения и т. д.), а по окончании работ доставляют приборы и инструменты в маркшейдерский отдел. Горнорабочие старших разрядов по заданию маркшейдера могут самостоятельно выполнять некоторые несложные работы (производство замеров, продолжение заданных направлений, выполнение отдельных геологических зарисовок и т. д.). Качество маркшейдерской графической документации — основной продукции маркшейдерского отдела, во многом зависит от работы техников-картографов.

*Техник-картограф* должен хорошо разбираться в графической документации, выполнять чертежные работы и уметь размножать документацию светокопированием, фоторепродуцированием, электрографией и другими методами. К функциям техника-картографа относится также учет всей документации маркшейдерского отдела.

На крупных предприятиях в штат маркшейдерского отдела входят также чертежники.

*Чертежник* по заданию техника-картографа выполняет чертежно-оформительские работы и оказывает помощь при размножении документации.

На угольных горнопромышленных предприятиях в маркшейдерском отделе предусмотрена должность *шахтного геолога*, основными задачами которого являются:

составление геологической документации всех разведочных и горных выработок;  
изучение физических, химических и химико-технологических свойств полезного ископаемого;  
определение геологических и гидрогеологических факторов, влияющих на разработку месторождения;  
обеспечение шахты (разреза) необходимыми геологическими заключениями и т. д.

Совместно с маркшейдером шахтный геолог осуществляет контроль и наблюдение за полнотой извлечения полезного ископаемого, участвует в подсчете и учете движения запасов, а также в составлении годовых и перспективных планов развития горных работ.

Маркшейдерские отделы, как указывалось выше, имеются и в организациях, непосредственно руководящих горными предприятиями, к которым относятся тресты, комбинаты и производственные объединения.

На *маркшейдерские отделы этих организаций* возлагаются следующие обязанности:

контроль за подбором, расстановкой и правильным использованием маркшейдерских кадров на горных предприятиях;

техническое и методическое руководство работой маркшейдерских отделов горных предприятий;

участие в рассмотрении и согласовании проектов, календарных планов развития горных работ и мер охраны объектов от вредного влияния горных разработок;

планирование научно-исследовательских и ответственных капитальных маркшейдерских работ на горных предприятиях;

анализ маркшейдерской отчетности горных предприятий и составление сводной документации;

подготовка материалов для оформления горных и земельных отводов и др.

Маркшейдерские отделы этих организаций обычно представлены главным маркшейдером, старшими инженерами, инженерами и техниками-картографами.

Главный маркшейдер производственного объединения (треста, комбината) подчиняется непосредственно техническому директору и является его заместителем по вопросам охраны недр и маркшейдерских работ; назначается на должность и освобождается от должности соответственно отраслевым управлением или министерством (по подчиненности).

*Маркшейдерская служба в министерствах* организована по-разному. В тех случаях, когда министерство объединяет большое число горных предприятий, причем нескольких отраслей горной промышленности, маркшейдерские отделы или секторы создаются при отраслевых управлениях и в центральном аппарате министерства. Если министерство объединяет горные пред-

приятия одной отрасли горной промышленности, маркшейдерская служба, как правило, организуется только в центральном аппарате министерства.

В Министерстве угольной промышленности СССР, в котором сосредоточено большинство маркшейдерских кадров, действует Управление главного маркшейдера.

Основными обязанностями маркшейдерской службы министерств (управлений министерств) являются следующие: контроль за подбором, расстановкой и правильным использованием маркшейдерских кадров в производственных объединениях (комбинатах) и принятие мер по повышению их квалификации; общее техническое и методическое руководство работой маркшейдерских отделов и систематический контроль за состоянием маркшейдерской службы на всех подведомственных министерству предприятиях и в организациях; разработка наставлений, инструкций, нормативов и правил по отдельным вопросам маркшейдерской службы и представление их на утверждение в установленном порядке; планирование капитальных и научно-исследовательских маркшейдерских работ и разработка предложений по их финансированию; внедрение в практику работы горных предприятий новых, более производительных методов и приборов для производства маркшейдерских работ; контроль за правильностью разработки месторождений полезных ископаемых, выполнением требований по охране недр и окружающей природной среды, безопасностью работ и других требований, определяющих деятельность маркшейдерской службы; участие в разработке годовых и пятилетних планов развития отрасли в части обеспечения охраны недр и рационального использования минеральных ресурсов, а также в работе по приемке — передаче разведанных месторождений полезных ископаемых для промышленного освоения и приемке в эксплуатацию новых предприятий по добыче полезного ископаемого, их консервации и ликвидации и т. п.

### **VII.1.2. СПЕЦИАЛИЗИРОВАННЫЕ МАРКШЕЙДЕРСКИЕ ОРГАНИЗАЦИИ, ИХ СТРУКТУРА И ФУНКЦИИ**

*Специализированные организации* в зависимости от выполняемых ими функций делятся на пять групп.

*Первую группу* специализированных организаций составляют производственные организации, выполняющие капитальные маркшейдерские работы для нужд горных предприятий. К ним относятся: Союзный маркшейдерский трест (Союзмаркштрест), топографо-маркшейдерские партии, а также специализированные экспедиции изыскательских отделов проектных институтов. Головной в этой группе является Союзмаркштрест Главного

управления геодезии и картографии при Совете Министров СССР (ГУГК СССР), находящийся в Ленинграде. В ряде районов Советского Союза он имеет стационарные экспедиции, которые выполняют основные геодезические и маркшейдерские работы по договорам с производственными объединениями (комбинатами).

*Во вторую группу* специализированных организаций входят Всесоюзный научно-исследовательский институт горной геомеханики и маркшейдерского дела (ВНИМИ); маркшейдерские лаборатории и группы Всесоюзного научно-исследовательского и проектно-конструкторского института по осушению месторождений полезных ископаемых, специальным горным работам, рудничной геологии и маркшейдерскому делу (ВИОГЕМ), а также Уральского научно-исследовательского и проектного института меди (УНИПРОмедь), Всесоюзного научно-исследовательского института галургии (ВНИИГ), Всесоюзного научно-исследовательского, проектного и конструкторского института горного дела цветной металлургии (ВНИПИгорцветмет) и другие, выполняющие научно-исследовательские работы для нужд горнодобывающей промышленности. Ведущим в этой группе в системе Министерства угольной промышленности СССР является ВНИМИ (Ленинград), имеющий филиалы. ВНИМИ ведет исследования горного давления, а также вопросов: управления кровлей, сдвижения горных пород под влиянием горных выработок, методики маркшейдерских работ и маркшейдерского приборостроения.

*К третьей группе* специализированных организаций относятся Харьковский завод точного приборостроения Минприбора (ХЗМИ) и экспериментальный завод ВНИМИ, обеспечивающие маркшейдерские отделы горных предприятий приборами и инструментами. Экспериментальный завод ВНИМИ небольшими партиями изготавливает маркшейдерские гирокомпасы и светодальномеры, а также опытные образцы других приборов и инструментов, разрабатываемых институтом. ХЗМИ производит массовый, серийный выпуск маркшейдерских приборов и их ремонт по заявкам горных предприятий.

*В четвертую группу* специализированных организаций входят вузы, техникумы и кабинеты при маркшейдерских отделах производственных объединений (комбинатов), осуществляющие подготовку и переподготовку маркшейдерских кадров.

За годы Советской власти высшими и средними специальными учебными заведениями страны подготовлен большой отряд высококвалифицированных специалистов: сейчас практически все главные и участковые маркшейдеры — специалисты со средним или высшим специальным образованием.

В учебных планах по маркшейдерской специальности не предусмотрены специализации аналогично другим горным спе-



циальностям, они рассчитаны на подготовку инженеров-маркшейдеров широкого профиля.

Для подготовки техников-маркшейдеров с 1977 г. в техникумах, входящих в систему Министерства угольной промышленности СССР введена специальность техник-картограф. На производстве исследованиями [13] рекомендовано соотношение между специалистами высшей и средней квалификации 1:1,5.

Для ознакомления с новейшими достижениями измерительной техники и новыми методами ведения маркшейдерских работ в ряде высших учебных заведений (Ленинградском горном институте — ЛГИ, Донецком политехническом — ДПИ, Свердловском горном — СГИ и других институтах) организованы очные и заочные курсы повышения квалификации работников маркшейдерской службы продолжительностью 1,5—2 месяца.

На основе опыта организации повторных курсов для работников маркшейдерской службы можно рекомендовать с учетом получения достаточно полного объема новой информации проведение курсов каждые пять лет.

Наряду с курсами должна быть предусмотрена система мероприятий по повышению квалификации работников маркшейдерской службы горных предприятий, осуществляемых систематически на местах, в производственных объединениях (на комбинатах). Для этого рационально организовать при каждом маркшейдерском отделе производственного объединения (комбината) специальные маркшейдерские кабинеты, одной из основных задач которых является пропаганда работы передовых маркшейдерских отделов, прогрессивных методов и приемов выполнения отдельных маркшейдерских работ, а также оказание методической помощи в изучении и освоении новых маркшейдерских инструментов и приборов, поступающих в пользование.

*В пятую группу* специализированных организаций входят контролирующие организации — Государственный комитет по надзору за безопасным ведением работ в промышленности и горному надзору при Совете Министров СССР (Госгортехнадзор СССР) и Государственный геодезический надзор (Госгеонадзор) при ГУГК СССР.

На Госгортехнадзор СССР в части маркшейдерского контроля возложено решение следующих задач:

контроль за правильностью эксплуатации месторождений полезных ископаемых и применением наиболее эффективных систем разработки по полноте выемки разведанных запасов, безопасности работ и комплексного извлечения полезных ископаемых при их добыче;

контроль за правильным выполнением маркшейдерских съемок на предприятии, наличием установленного комплекта первичной, вычислительной и графической документации и их качества;

оформление горных отвалов, выдача разрешений на разработку месторождений и утверждение участков для возведения капитальных сооружений на площадях залегания полезных ископаемых;

утверждение правил, инструкций и норм маркшейдерской службы и маркшейдерского контроля и т. д.

Госгортехнадзор на местах представлен управлениями округов и районными горнотехническими инспекциями. Маркшейдерский контроль в округах и районных инспекциях осуществляется инженерами-контролерами. Методическое руководство контролерами в округах и инспекциях осуществляет главный инспектор по маркшейдерскому контролю Госгортехнадзора СССР.

ГУГК СССР через Госгеонадзор осуществляет государственный надзор за производством топографо-геодезических, аэрофотосъемочных и картографических работ, проводимых различными ведомствами. Отделы и отделения Госгеонадзора обеспечивают:

контроль за производством геодезических, топографических, аэрофотосъемочных и картографических работ;

методическое руководство выполняемыми работами для повышения качества работ и снижения их себестоимости;

приемку завершенных геодезических и топографических работ;

концентрацию материалов и сведений по выполненным топографо-геодезическим и картографическим работам.

Согласно Инструкции о Государственном геодезическом надзоре все ведомства и организации, выполняющие топографо-геодезические работы, обязаны согласовывать свои планы с соответствующими отделами Госгеонадзора и имеют право приступать к работе только в случае разрешения последнего.

В целях концентрации материалов для всестороннего их использования ведомственные организации после приемки работ сдают в Госгеонадзор технические отчеты и часть материалов, включая журналы наблюдений, материалы вычислений, каталоги координат и высот, издательские оригиналы топографических съемок и др.

Отделы Госгеонадзора представляют материалы во временное или постоянное пользование заинтересованным организациям. Кроме того, отделы Госгеонадзора ведут дежурную карту и осуществляют контроль за состоянием геодезических знаков на территории их деятельности.

## VII.2. ОРГАНИЗАЦИЯ МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ

### VII.2.1. ТЕХНИЧЕСКОЕ НОРМИРОВАНИЕ МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ

Для наилучшей организации производства и достижения высокой производительности труда необходимо постоянное изучение и исследование производственного процесса. На основе планомерно проводимых исследований разрабатываются технически обоснованные нормы выработки на основные и текущие маркшейдерские работы, необходимые для установления плановых заданий, а также для расчета штата исполнителей и фонда заработной платы.

Основными понятиями технического нормирования труда являются нормы времени и выработки. Нормой времени называется время, необходимое для изготовления единицы доброкачественной продукции при определенных производственно-технических условиях. Нормы времени могут выражаться в минутах, часах, сменах и т. п.

Норма выработки — это количество доброкачественной продукции, которое исполнитель (бригада) должен произвести в единицу времени при определенных производственно-технических условиях. Норма выработки, как правило, в маркшейдерской практике рассчитывается на рабочий день в натуральных единицах измерений: горизонтальные и вертикальные съемки — 1 км; составление и вычерчивание планов — 1 дм<sup>2</sup> и т. д. Методом технического нормирования устанавливается норма времени, а по норме времени рассчитывается норма выработки. Норму времени можно представить в виде

$$t = (t_o + t_b) (1 + 0,01\Pi_{отд}), \quad (\text{VII.2.1})$$

где  $t_o$  — время, требуемое на выполнение основных работ на единицу продукции;  $t_b$  — время для выполнения вспомогательных работ на единицу продукции;  $\Pi_{отд}$  — норма вв времени на отдых в процентах от оперативного времени.

Расчет времени основной и вспомогательной работы на единицу продукции производится на основании фактического баланса рабочего дня. Если известна норма времени на единицу продукции  $t_o$ , нетрудно рассчитать норму выработки  $H_{выр}$  по формуле

$$H_{выр} = \frac{T_n - (T_{п-з} + T_{т-п})}{(t_o + t_b) (1 + 0,01\Pi_{отд})}, \quad (\text{VII.2.2})$$

где  $T_n$  — нормальная продолжительность рабочего дня;  $T_{п-з}$  — затраты времени на выполнение подготовительно-заключительных операций;  $T_{т-п}$  — затраты времени на технологические перемены.

Установление норм выработки методами хронометражных наблюдений требует значительных затрат времени на производство и обработку результатов наблюдений. Кроме того, определение норм выработки для каждого конкретного случая, каждого предприятия и организации нецелесообразно, поскольку неизбежно приводит к их разнобою. В этом случае в разных организациях для одних и тех же работ, одних и тех же условий принимаются разные нормы выработки, что, конечно, совершенно недопустимо. Поэтому сборники типовых норм разрабатываются на основании длительных и разнообразных наблюдений. Составление типовых норм выработки осуществляется в следующей последовательности.

Прежде всего для каждого вида работ определяются факторы, влияющие на величину норм выработки. После этого принятые к работе материалы хронометражных наблюдений группируются по основным из них, и по каждому из факторов в отдельности строятся графики зависимости затрат времени на единицу измерений. По этим графикам определяется время на основные и вспомогательные операции для каждого частного значения основного фактора, и затем, используя эти данные, по формуле (VII.2.2) вычисляется норма выработки. Затраты времени на подготовительно-заключительные операции и технологические перерывы, если они не являются функциями каких-либо факторов, определяются как средние значения соответствующих хронометражных рядов.

В настоящее время в горной промышленности нет единых сборников типовых норм выработки на маркшейдерские работы. В специализированных организациях, где действует сдельная оплата труда, применяются ведомственные нормы. Наибольший интерес из них представляет Сборник норм времени и выработки на маркшейдерские работы, разработанный нормативно-исследовательской группой Союзмаркштреста. Для составления смет на геологоразведочные работы, составной частью которых являются топографо-геодезические и маркшейдерские работы, пользуются справочниками укрупненных сметных норм (СУСН). Пока отсутствуют единые сборники норм времени и выработки на маркшейдерские работы, рекомендуется при планировании маркшейдерских работ на горном предприятии пользоваться существующими нормативными документами.

## **VII.2.2. ОСОБЕННОСТИ И ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ ОРГАНИЗАЦИИ МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ**

В зависимости от периодичности выполнения и разовых объемов все маркшейдерские работы можно разделить на три группы.

К *первой группе* относятся работы по созданию и реконструкции опорной сети бассейна и съемке земной поверхности на больших площадях.

*Вторую группу* составляют работы, выполняемые при подземном и открытом способах разработки. Подземный способ разработки включает: основные маркшейдерские работы (производство соединительных съемок и построение подземных маркшейдерских опорных сетей); специальные маркшейдерские работы (производство наблюдений за сдвижением горных пород и горным давлением, обобщающие работы по геометризации месторождений полезных ископаемых и проверке геометрических элементов подъемных комплексов); вспомогательные работы (изготовление планшетов, т. е. основы и ремонт маркшейдерских инструментов). При открытом способе разработки выполняются основные маркшейдерские работы (развитие маркшейдерских опорных и съемочных сетей, воздушная и наземная стереофотограмметрическая съемка карьеров, разрезов); специальные (производство наблюдений за устойчивостью бортов карьеров, разрезов и отвалов пустой породы, обобщающие работы по геометризации месторождений полезных ископаемых, проверке геометрических элементов шагающих и роторных экскаваторов и транспортно-отвальных мостов); вспомогательные (изготовление планшетов и ремонт маркшейдерских приборов).

*Третью группу* образуют все текущие маркшейдерские работы, выполняемые на горном предприятии: производство дополнительных горизонтальных и вертикальных съемок; составление и пополнение по данным маркшейдерских съемок планов поверхности и горных выработок; разбивочные и съемочные работы на поверхности, связанные со строительством различных сооружений, проведением горно-эксплуатационных и разведочных выработок, контроль за подъемным комплексом; указание мест заложения подземных выработок, задание направлений выработкам, контроль за их проведением и состоянием; контроль за оперативным учетом добычи полезного ископаемого, осуществляемым посредством замеров выработок и остатков полезного ископаемого на складах; контроль за правильным использованием месторождений, учет движения запасов, потерь и разубоживания полезного ископаемого; участие (совместно с эксплуатационниками и плановиками) в составлении перспективных и текущих планов развития горных работ; изучение геометрии залегания и качества полезного ископаемого, составление горногеометрических графиков; разработка мероприятий по охране сооружений, природных объектов и горных выработок от вредного влияния горных разработок и контроль за их осуществлением; исследование горного давления с целью повышения производительности очистных забоев и предотвращения

щения вредной разрядки напряжений в горном массиве, выработке и т. д.

Работы первой группы выполняют специализированные организации прежде всего потому, что эти работы разовые, т. е. выполняются один раз в пять-десять лет или реже. Поэтому не только горному предприятию, но и производственному объединению (комбинату) нецелесообразно иметь специально обученные кадры, приборы и оборудование для производства этих работ. Кроме того, выполнение работ по созданию основных опорных сетей Госгеонадзором разрешается производить только ограниченному числу крупных специализированных организаций. Учитывая уже имеющийся опыт Союзмаркштреста в этом отношении, следует и в дальнейшем поручать выполнение работ первой группы его экспедициям.

Союзмаркштрест, входящий в систему ГУГК СССР, организует комплексное обслуживание горнопромышленных районов на всех стадиях освоения месторождения одной специализированной организацией, что очень важно для их своевременного и качественного выполнения.

Маркшейдерские работы второй группы в основном раньше выполнялись силами маркшейдерских отделов горных предприятий. Разработка в последние годы новых методик и средств производства вызвала изменения в организационной структуре маркшейдерской службы. Так, применение таких перспективных в настоящее время приборов, как гирокомпасов, светодальномеров, звуколокаторов, фотограмметрических приборов и других, неэкономично и нерентабельно на одном предприятии.

В целях эффективного использования новой техники и улучшения качества работ в объединениях (комбинатах) были созданы специализированные маркшейдерские подразделения (бюро, лаборатории, группы), которым и целесообразно поручать выполнение работ второй группы.

Что касается работ по производству наблюдений за сдвижением горных пород и горному давлению, которые также относятся ко второй группе, то их выполнение приведет специализированными подразделениями к более рациональной организации этих работ и к сокращению неполноценных (бросовых) наблюдений. Сейчас, когда для основных горнопромышленных районов разработаны правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок, а также установлены углы наклона откосов бортов карьеров (разрезов), инструментальные наблюдения рационально концентрировать на меньшем числе предприятий в бассейне, но они должны быть более долговременными и капитальными.

Во вторую группу входят и так называемые вспомогательные работы, организация выполнения которых не для одного, а для группы предприятий также не вызывает сомнения.

Производство работ третьей группы возлагается на маркшейдерский отдел горного предприятия.

Рациональная организация производства маркшейдерских работ требует решения следующих основных задач:

выбор оптимальной методики работ с учетом условий, места работы, заданной точности и наличия соответствующих средств измерений;

внедрение наиболее совершенной техники и организации выполнения работ, используя передовой опыт и приемы новаторов производства;

обеспечение нормальных условий труда, соответствующих требованиям правил по технике безопасности и производственной гигиене санитарии.

При выполнении всех видов маркшейдерских работ следует обращать серьезное внимание на подготовку к работе. Особенно это важно для основных маркшейдерских работ, поскольку они характеризуются значительными объемами, подлежащими выполнению в течение смены. Так, например, если запланированы работы по созданию планового или высотного обоснования на предприятии, то до производства работ ответственный исполнитель должен определить способ создания обоснования и места закрепления точек, методику полевых наблюдений и т. д. Закрепление съемочных точек на местности для всех видов съемочных работ должно быть выполнено заранее (за 2—3 дня), чтобы цемент полностью затвердел до начала измерений. Снаряжение и оборудование для производства работ должно быть подготовлено под непосредственным наблюдением руководителя работ. Все приборы и инструменты должны быть тщательно выверены.

Так как в выполнении большинства этих работ участвуют сравнительно много исполнителей, то целесообразно перед производством работ тщательно продумать и составить график организации выполнения основных и вспомогательных операций.

Производство текущих маркшейдерских работ требует значительных затрат времени на подготовительно-заключительные и вспомогательные операции, связанные с переходами к месту работы и обратно, которые часто превышают затраты времени на производительные операции. Для увеличения объема производительных операций, а следовательно, снижения затрат времени на подготовительно-заключительные и вспомогательные операции на единицу продукции, необходимо организовывать маркшейдерские участки по территориальному признаку и максимально повысить производительность труда. Последнее достигается надлежащим планированием маркшейдерских работ по участку; правильная организация работ включает также наиболее рациональную расстановку исполнителей с учетом их опыта, знаний и деловых качеств.

Участковый маркшейдер на горном предприятии затрачивает около 50 % рабочего времени на выполнение камеральных работ, которые можно разделить на две группы: вычислительные и графические.

Производительность труда при выполнении вычислительных работ во многом зависит от рационального использования вычислительных средств, к которым относятся: микрокалькуляторы, электронные клавишные вычислительные машины (ЭКВМ) и универсальные электронные вычислительные машины (ЭВМ).

В настоящее время еще нет четкого технико-экономического обоснования целесообразности применения тех или иных вычислительных средств в отдельных звеньях маркшейдерского обеспечения горного производства. Применение ЭВМ в специализированных организациях дает значительный экономический эффект, снижая стоимость вычислительных работ от 2 до 5 раз, облегчает производство вычислений, ускоряет получение результатов наблюдений, повышает точность и надежность полученных результатов, позволяет применять строгие методы уравнивания без существенного увеличения времени и средств, получить подробные и полные решения и выполнить более полную оценку точности произведенных измерений.

Сейчас в горнодобывающей промышленности появилась широкая сеть вычислительных центров (ВЦ), оборудованных ЭВМ. Работы маркшейдера при вычислениях на ЭВМ включают:

- заполнение входных документов и контроль их выполнения;
- передача данных в ВЦ;
- исправление ошибок в исходных данных, обнаруженных при решении задачи на ЭВМ;
- контроль и оформление выходных данных;
- передача результатов вычислений с ВЦ на предприятие.

В этой технологической цепочке много времени занимают подготовительно-заключительные операции (заполнение входных документов, передача данных на ВЦ и обратно).

Поэтому на данном этапе экономически нецелесообразно использовать универсальные ЭВМ для текущих маркшейдерских работ на предприятии (для работ третьей группы). Для их обработки рационально использовать микрокалькуляторы и ЭКВМ. Отечественной промышленностью выпускаются разнообразные типы микрокалькуляторов и ЭКВМ, заменяющие таблицы. Широко используются последние типы программируемых микрокалькуляторов со значительными объемами памяти, например БЗ-34, МК-54, МК-56, МК-61.

ЭКВМ с программным управлением по своим возможностям являются вычислительными устройствами, промежуточными между микрокалькуляторами и ЭВМ. Микрокалькуляторами



обеспечиваются все участковые маркшейдеры, а ЭКВМ — крупные маркшейдерские бюро.

Универсальные ЭВМ целесообразно применять для сложных расчетов (работ второй группы) в специализированных организациях и спецбюро при производственных объединениях.

В настоящее время вычислительные центры оснащены более мощными машинами серии ЕС. Перевод производства вычислительных работ на ЕС ЭВМ дает не просто увеличение их скорости, но и принципиально меняет организационную схему вычислений. Это позволяет в любой момент управлять работой ЭВМ с помощью дистанционного доступа непосредственно с предприятия, т. е. по каналам связи осуществлять ввод информации, решение задачи, обратную передачу и печать результатов счета.

Большой объем памяти ЭВМ дает возможность отказаться от громоздкой системы ведения и хранения маркшейдерской вычислительной документации, что обеспечивает создание цифровой модели пространственного расположения горных выработок, которая станет основной для решения на ЭВМ всех маркшейдерских и горнотехнических задач (учет добычи, запасов и потерь, вопросы подработки и т. д.) с автоматическим вычерчиванием плана горных работ.

Большой процент рабочего времени участкового маркшейдера занимает вторая группа камеральных работ — графической работы: составление (пополнение) и размножение графической документации.

Снижение затрат на выполнение этих работ достигается, прежде всего, рациональным распределением их среди исполнителей. Если графические работы первого вида (составление планов и их пополнение) целесообразно выполнять непосредственно производителями полевых наблюдений, т. е. участковыми маркшейдерами, то работы второго вида (оформление графиков в туши и их размножение) по трудности и характеру соответствуют профилю техника-картографа и чертежника.

Другой путь снижения затрат на производство графических работ заключается в совершенствовании комплекта маркшейдерских графических документов и приемов составительских и чертежно-оформительских работ. Комплект маркшейдерской графической документации, отработанный длительной практикой, не нуждается в больших изменениях. Совершенствование графической документации на данном этапе идет в направлении применения прозрачных материалов для их составления, что позволяет в ряде случаев отказаться от создания очень сложных совмещенных планов. Кроме того, в этом случае упрощается процесс размножения графической документации.

Значительные резервы снижения затрат времени на графические работы заключены в совершенствовании методов и при-

емов составительских и чертежно-оформительских работ. Применение выпускаемых нашей промышленностью координатографов с микрометренным устройством БК-2, значительно сокращает время и повышает точность при построении координатной сетки и нанесении на план точек по координатам. Во ВНИМИ разработан новый способ изготовления стандартных планшетов на лавсановой основе с координатной сеткой и зарамочным оформлением.

Для механизации нанесения различного рода надписей и условных обозначений разработаны специальные переводные изображения — деколи.

Значительное упрощение чертежных работ обеспечивает применение особых чертежных ручек — рапидографов и других приспособлений.

### **VII.2.3. ОРГАНИЗАЦИЯ КОНТРОЛЯ И ПРИЕМКИ МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ**

Одним из важных мероприятий в повышении качества маркшейдерских работ является четко организованный контроль на всех стадиях их производства. В соответствии с требованиями Инструкции по производству маркшейдерских работ [3] ведомственный контроль за своевременным выполнением и качеством всего комплекса маркшейдерских работ должны осуществлять главные маркшейдеры горных предприятий и вышестоящих организаций.

Технический контроль и приемка работ первой группы, выполненных специализированными организациями, производится в соответствии с Инструкцией о порядке контроля и приемке топографо-геодезических и картографических работ, утвержденной ГУГК СССР.

Качество работ второй группы в процессе их выполнения должно проверяться руководством специализированных подразделений (бюро, лабораторий и т. д.) при маркшейдерских отделах производственных объединений (комбинатов). Руководитель подразделения или его заместитель обязан контролировать работу каждого ответственного исполнителя не менее одного раза в месяц, а также при переходе на новый участок или к новому виду работ.

При проверке работ в процессе их производства необходимо установить:

полноту знания исполнителем инструкций, а также технических предписаний и умение применять их;

соответствие применяемой исполнителем методики требованиям инструкций, наставлений, руководств и данным технического проекта;

соблюдение установленных инструкциями допусков (в процессе работы, так и по его завершении) и требований по оформлению полевой документации;

состояние приборов, своевременность и полноту их исследований и юстировок;

соблюдение правил безопасности ведения работ.

Контроль работ сопровождается инструктажем, а при необходимости и ознакомлением с передовыми методами работы, обеспечивающими высокое качество. Промежуточный контроль оформляется соответствующими записями контролирующего лица в полевых журналах или журналах вычислений.

По завершении задания исполнитель обязан тщательно проверить документы, после чего предъявить их руководителю подразделения или его заместителю, которые организуют проверку и приемку работы. В комиссию по приемке выполненных работ входят: руководитель подразделения, ответственный исполнитель и, если работа выполнена для группы горных предприятий, представитель маркшейдерского отдела комбината (объединения) или горного предприятия.

При приемке материалов проводят проверку всей документации, полевой техникой осмотр и контрольные измерения.

Приемка материалов оформляется специальным актом. По аналогии с геодезическим производством в акте целесообразно оценить качество выполненной работы по трехбальной системе: отлично, хорошо и удовлетворительно. Основными критериями качества являются надежность маркшейдерских знаков, точность определения дирекционных углов, координат и высот; строгость математической обработки; качество оформления технической документации и графического исполнения и т. д.

Работы третьей группы весьма разнообразны, имеют небольшие разовые объемы и, как правило, ежемесячно повторяются. На горных предприятиях их выполняют маркшейдерские отделы: участковые маркшейдеры и штат вспомогательного персонала.

Проверка работы участкового маркшейдера должна производиться главным маркшейдером или его заместителем ежемесячно. При проверке просматривается полевая, вычислительная и графическая документации. В полевых условиях (горных выработках) контролируется состояние опорной сети, задание направлений горным выработкам, объемы и качество принятых горных работ и т. д. Результаты проверки отражаются в специальном Журнале технического контроля маркшейдерского обслуживания по участку, который целесообразно иметь на каждом маркшейдерском участке.

Таким образом, четко организованная система приемки и технического контроля способствует повышению качества маркшейдерского обслуживания горных предприятий. Акты приемки

и журналы технического контроля являются основными документами при оценке работы специализированных маркшейдерских подразделений (бюро, лаборатории) и маркшейдерских участков.

## **VII.3. ПЛАНИРОВАНИЕ МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ**

### **VII.3.1. ОБЩИЕ ВОПРОСЫ ПЛАНИРОВАНИЯ МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ**

В горной промышленности, как и в других отраслях промышленности, составляются перспективные и текущие планы развития горных работ для разработки месторождений.

Для каждого горнопромышленного предприятия создается технический проект разработки месторождения, представляющий собой общий перспективный план развития горных работ на весь срок службы шахты (рудника). Для более детального планирования горных работ служат пятилетние перспективные планы, в которых намечается общее направление развития горных работ с учетом возможного внедрения новой техники, механизации трудоемких работ и изменений горно-геологических факторов, полученных при разработке месторождений. Пятилетний перспективный план корректируется в процессе разработки месторождения и является основой для составления годовых планов развития горных работ, определяющих текущую производственно-хозяйственную деятельность горнопромышленного предприятия.

Основными задачами на этапе планирования маркшейдерских работ являются следующие:

своевременное обеспечение горных предприятий всеми видами маркшейдерских работ на заданный отрезок времени (пятилетие, год и т. д.);

контроль за полнотой отработки месторождений полезных ископаемых, правильным ведением горных работ и учетом выдачи на поверхность полезного ископаемого;

обеспечение ритмичной работы маркшейдерского отдела минимальных потерь рабочего времени.

В перспективных и текущих планах маркшейдерских работ горного предприятия должны быть отражены: виды, объемы маркшейдерских работ и сроки их выполнения; штат маркшейдерского отдела горного предприятия; оборудование и приборы маркшейдерского отдела; стоимость маркшейдерского обслуживания на 1 т добычи полезного ископаемого.

Исходными материалами для составления планов служат: перспективные и годовые планы развития горных работ по предприятию; обязательные инструкции и наставления по производству маркшейдерских работ; действующие нормы времени

и выработки на маркшейдерские работы. Планирование целесообразно вести отдельно по указанным выше трем группам маркшейдерских работ (топографо-геодезические работы на поверхности, основные маркшейдерские работы и текущие маркшейдерские работы).

В перспективных планах основное внимание уделяется работам первой группы, так как они выполняются специализированными организациями и через значительные промежутки времени. Также разрабатываются в укрупненных показателях виды и объемы работ второй и третьей групп и периодичность их выполнения для определения потребности в кадрах и составлении заявок на оборудование, приборы и инструменты.

В текущих планах маркшейдерских работ уже детально представлены все эти показатели. Работы первой группы рационально выполнять одновременно не для одного, а для группы предприятий (рудоуправления, комбината, объединения). Поэтому составление текущих (годовых) планов на предприятии по этим работам сводится к составлению и обоснованию плана-заявки. Основой для ее составления служит перспективный план маркшейдерских работ, уточняемый планом развития горных работ на предстоящий планируемый период. План-заявку предприятия передают главному маркшейдеру вышестоящей организации, который обобщает полученные от предприятий заявки и составляет общий план работ по рудоуправлению, комбинату или объединению и оформляет договор со специализированными организациями на их выполнение.

Маркшейдерские работы второй группы, как указывалось выше, рекомендуется выполнять силами специальных бюро (отрядов, групп, лабораторий) при маркшейдерских отделах объединений (комбинатов). В ряде бассейнов они пока выполняются маркшейдерской службой горного предприятия.

Независимо от состава исполнителей в текущих планах по каждой группе работ должны быть учтены: виды и объемы основных маркшейдерских работ и требуемая точность наблюдений. При установлении видов и объемов основных маркшейдерских работ исходят из потребностей горного предприятия, определяемых планом развития горных работ, условиями залегания полезного ископаемого и требованиями Инструкции по производству маркшейдерских работ. Планирование работ второй группы заканчивается составлением календарного плана их выполнения. При выполнении работ силами специальных бюро указанные материалы передают главному маркшейдеру объединения (комбината) для определения численности и состава бюро и планирования его работы.

Выполнение текущих маркшейдерских работ занимает в среднем около 85 % рабочего времени участкового маркшейдера. В текущих планах маркшейдерских работ по предприя-

тию по данным работам приводятся объемы их по отдельным группам очистных и подготовительных забоев и общие сроки их выполнения. Детальные календарные планы производства текущих маркшейдерских работ по отдельным выработкам и видам работ рационально составлять по каждому маркшейдерскому участку при планировании работ на месяц в табличной форме.

Составление плана начинают с работ, которые должны выполняться в установленное для данного предприятия время. К ним относятся работы, связанные с определением выполненных объемов по добыче и проходке горных выработок, которым предшествуют дополнительные съемки горных выработок при подземных способах разработки и работы по созданию стемочного обоснования при открытых разработках. Остальные работы планируют, исходя из потребностей предприятия и возможностей маркшейдера. Как указывалось выше, для сокращения времени на подготовительно-заключительные работы на единицу продукции при планировании полевых работ следует стремиться к максимальному уплотнению рабочего дня, т. е. при малых разовых объемах работ планировать на рабочий день не один, а несколько видов маркшейдерских работ.

### **VII.3.2. РАСЧЕТ ШТАТА МАРКШЕЙДЕРСКОЙ СЛУЖБЫ**

**Маркшейдерский отдел (бюро) горного предприятия.** Расчет штата рационально начинать с определения числа участковых маркшейдеров — основной категории работников маркшейдерской службы горных предприятий. Остальной штат определяется уже в зависимости от расчетной численности участковых маркшейдеров. Необходимый штат маркшейдеров определяется в зависимости от числа маркшейдерских участков на предприятии, под каждым из которых понимают число добычных и подготовительных забоев (механизмов), обслуживаемых одним маркшейдером с необходимым штатом вспомогательного персонала.

При перспективном планировании число маркшейдерских участков можно рассчитать по укрупненным показателям, например, по производительности предприятия с учетом горно-геологических условий, по числу выемочных машин (экскаваторов) и т. д. Для предприятий угольной промышленности такого рода нормативы приведены в Инструкции по производству маркшейдерских работ [3]. При текущем планировании число маркшейдерских участков рационально определять, исходя из фактически запроектированного объема основных и текущих маркшейдерских работ на предприятии. В этом случае общее число маркшейдерских участков по предприятию будет равно

$$N = N_1 + N_2, \quad (\text{VII.3.1})$$

где  $N_1$  и  $N_2$  — число маркшейдерских участков по объему соответственно текущих и основных маркшейдерских работ.

Если основные маркшейдерские работы выполняются специализированными подразделениями (бюро, группами), то

$$N = N_1, \quad (\text{VII.3.2})$$

а число маркшейдерских участков по объему текущих маркшейдерских работ  $N_1$ , можно определить, пользуясь следующим выражением:

$$N = \frac{T_1 n_{\text{оч}} + T_2 n_{\text{ос}} + T_3 n_{\text{вп}}}{T - t_{\text{пз}}}, \quad (\text{VII.3.3})$$

где  $n_{\text{оч}}$ ,  $n_{\text{ос}}$ ,  $n_{\text{вп}}$  — среднедействующее число очистных основных и вспомогательных забоев;  $T_1$ ,  $T_2$  и  $T_3$  — месячная норма времени, необходимая для обслуживания соответственно одного очистного, основного и вспомогательного подготовительного забоя;  $T$  — месячный бюджет рабочего времени одного маркшейдера;  $t_{\text{пз}}$  — время, затрачиваемое маркшейдером в течение месяца на выполнение подготовительно-заключительных работ.

Для удобства преобразуем выражение (VII.3.3), разделив числитель и знаменатель на  $T_1$ :

$$N = \frac{n_{\text{оч}} + \frac{T_2}{T_1} n_{\text{ос}} + \frac{T_3}{T_1} n_{\text{вп}}}{\frac{T - t_{\text{пз}}}{T_1}}.$$

Обозначив  $\frac{T_2}{T_1} = a$ ;  $\frac{T_3}{T_1} = b$  и  $\frac{T - t_{\text{пз}}}{T_1} = K$ ,

получим

$$N_1 = \frac{n_{\text{оч}} + a n_{\text{ос}} + b n_{\text{вп}}}{K}. \quad (\text{VII.3.4})$$

Показатели  $n_{\text{оч}}$ ,  $n_{\text{ос}}$ ,  $n_{\text{вп}}$  — определяют следующим образом:

$$\begin{aligned} n_{\text{оч}} &= \frac{\sum n_{\text{оч}_n} t_{\text{оч}_n}}{t}; \\ n_{\text{ос}} &= \frac{\sum n_{\text{ос}_n} t_{\text{ос}_n}}{t}; \\ n_{\text{вп}} &= \frac{\sum n_{\text{вп}_n} t_{\text{вп}_n}}{t}, \end{aligned} \quad (\text{VII.3.5})$$

где  $n_{\text{оч}_n}$ ,  $n_{\text{ос}_n}$  и  $n_{\text{вп}_n}$  — число очистных, основных и вспомогательных подготовительных забоев с одинаковым сроком работы;  $t_{\text{оч}_n}$ ,  $t_{\text{ос}_n}$  и  $t_{\text{вп}_n}$  — сроки работы в планируемый период очистных,

основных и вспомогательных подготовительных забоев;  $t$  — продолжительность планируемого периода.

Величины  $n_{очн}$ ,  $n_{осн}$ ,  $n_{впн}$ ,  $t_{осн}$ ,  $t_{очн}$ ,  $t_{впн}$  выбирают в соответствии с календарным планом развития горных работ предприятия. Коэффициенты  $a$  и  $b$  определяют число подготовительных забоев, которое равноценно (по объему маркшейдерских работ) одному очистному забою, а коэффициент  $K$  — объем одного маркшейдерского участка. Коэффициенты  $a$ ,  $b$  и  $K$  вычисляют по  $T_1$ ,  $T_2$  и  $T_3$ . Последние получают следующим образом.

Все забои (очистные и подготовительные), находящиеся в работе в планируемый период группируют по видам выполняемых маркшейдерских работ (в формуле (VII.3.4) приняты три группы забоев, но при разработке некоторых месторождений их может быть и больше). После этого по каждой группе забоев определяют их средние параметры: для подготовительных забоев — среднее сечение и среднее месячное подвигание, для очистных — среднюю длину линии очистного пространства и среднее месячное подвигание. Затем, руководствуясь требованиями Инструкции по производству маркшейдерских работ и условиями разработки месторождения, устанавливают перечень необходимых маркшейдерских работ, которые требуется выполнить в течение месяца по каждому типу забоев. По нормам времени на маркшейдерские работы рассчитывают месячные затраты времени участкового маркшейдера по каждому виду работ и суммарные — по забою.

Для упрощения определения коэффициентов  $a$  и  $b$  можно ограничиться установлением только необходимого времени на маркшейдерское обслуживание очистных и подготовительных забоев при полевых работах, т. е. при определении показателей  $T_1$ ,  $T_2$  и  $T_3$  не учитывать затраты времени на камеральные работы. В этом случае месячный бюджет рабочего времени одного маркшейдера уменьшается наполовину. При дальнейшем совершенствовании методики и техники маркшейдерских работ это соотношение следует уточнить.

Время на подготовительно-заключительные операции  $t_{пз}$  при полевых работах складывается из затрат времени на подготовку к работе самого исполнителя  $t_{пз1}$  и переходы его к месту работы  $t_{пз2}$ , т. е.

$$t_{пз} = t_{пз1} + t_{пз2}. \quad (\text{VII.3.6})$$

По проведенным наблюдениям  $t_{пз1}$  на рабочий день составляет 1,5 ч, а  $t_{пз2}$  определяется из выражения

$$t_{пз2} = S_{ср} t, \quad (\text{VII.3.7})$$

где  $S_{ср}$  — средняя длина пути от ствола до забоя, км;  $t$  — норма времени на переходы, ч/км,



При этом  $S_{\text{ср}}$  рекомендуется вычислять по формуле

$$S_{\text{ср}} = \frac{\sum S_i T_i}{\sum T_i}, \quad (\text{VII.3.8})$$

где  $S_i$  — расстояние от ствола до забоя выработки в средней ее части в рассматриваемый период;  $T_i$  — месячная норма времени на маркшейдерское обслуживание горной выработки. При вычислении  $S_{\text{ср}}$  в расчет следует принимать только основные выработки. Норма времени на переходы  $t$  определяется по нормировочнику.

Число маркшейдерских участков при открытых способах разработки определяется также из выражения (VII.3.4). При определении  $N_1$  выделяют забои (число экскаваторов) по полезному ископаемому, забои по вскрыше и отвальное хозяйство (число отвалов). Если при ведении добычных и вскрышных работ выполняют взрывные работы, то следует отдельно выделять забои с буровзрывными работами и без них. Средними параметрами для каждой группы забоев в этом случае являются: ширина экскаваторной заходки, уход (подвигание) фронта работ, число скважин на единицу площади (при буровзрывных работах) и объемы отвалов (для отвального хозяйства). Методика определения показателей, входящих в выражение (VII.3.4), аналогична описанной выше при подземном способе разработки. При определении затрат времени на подготовительно-заключительные работы в выражении (VII.3.6)  $t_{\text{пз}}$  следует принимать равным одному часу на рабочий день. Определив таким образом число участков маркшейдеров, которое равно числу маркшейдерских участков, определяют численность вспомогательного персонала. Это техники-картографы,

Таблица 23

Число участков маркшейдеров	Число горнорабочих		
	3 разряда	2 разряда	1 разряда
<i>подземные участки</i>			
1	—	1	1
2	1	1	1
3	1	1	1
4	2	2	2
<i>открытые участки</i>			
1	—	1	1
2	—	2	1
3	—	3	1
4	—	4	2

чертежники и горнорабочие первого, второго и третьего разрядов.

Проведенный анализ работы большого числа маркшейдерских отделов горных предприятий позволяет рекомендовать при определении потребности в указанных работниках пользоваться следующими данными.

На маркшейдерский отдел горного предприятия необходим один техник-картограф. Если на предприятии более четырех участковых маркшейдеров, то в помощь технику-картографу выделяется чертежник на каждые четыре последующие участковые маркшейдера. Число горнорабочих при подземных и открытых горных работах определяется в зависимости от численности участковых маркшейдеров (табл. 23).

Маркшейдерские участки на предприятии организуются по видам маркшейдерских работ или горно-геологическим признакам (горизонтам, отдельным рудным телам и т. д.). В первом случае на предприятии выполняется определенный вид работ, во втором — все работы на определенном участке. Во втором случае маркшейдер несет ответственность за весь комплекс маркшейдерских работ на участке, имеет более равномерную загрузку в течение месяца, при этом сокращаются затраты времени на переходы.

Объем одного участка можно представить в виде

$$K = n'_{\text{оч}} + an'_{\text{ос}} + bn'_{\text{вп}}, \quad (\text{VII.3.9})$$

где  $n'_{\text{оч}}$ ,  $n'_{\text{ос}}$  и  $n'_{\text{вп}}$  — число соответственно очистных, основных и вспомогательных подготовительных забоев одного участка. С помощью выражения (VII.3.9) для каждого участка подбирают такое число близко расположенных очистных и подготовительных забоев, при котором сумма правой части равенства равняется  $K$ .

Следует отметить, что выполнение одних видов работ на участке требует участия инженера-маркшейдера, а других — техника-маркшейдера. Исходя из этого, для более эффективного использования высококвалифицированного труда рекомендуется укрупнение участков. Каждый такой укрупненный участок, включающий два обычных, может обслуживать один инженер-маркшейдер (старший участковый маркшейдер) и техник-маркшейдер (участковый маркшейдер) и бригада рабочих в полном составе. В этом случае старший участковый маркшейдер руководит всеми маркшейдерскими работами на укрупненном участке и лично выполняет наиболее сложные ответственные работы. При такой организации рационально используется труд горнорабочих, так как в основу нормирования труда положено следующее соотношение: на два участковых маркшейдера три рабочих. Эти предложения могут быть легко реализованы, поскольку схема должностных окладов предусматривает

дифференциацию окладов (минимальные и максимальные для одной и той же должности). Максимальный оклад должен быть у старшего участкового маркшейдера, минимальный — участкового маркшейдера. Это является и хорошим стимулом при повышении квалификации участковых маркшейдеров.

Маркшейдерский отдел возглавляет главный маркшейдер, являющийся заместителем главного инженера по вопросам охраны недр и маркшейдерским работам. Кроме руководства работой отдела и решения большого круга вопросов, связанных с планированием и ведением горных работ, главный маркшейдер должен участвовать в выполнении основных маркшейдерских работ (работы первой и второй групп) или в их приемке (при выполнении специализированными организациями), проверке геометрических элементов шахтного подъемного комплекса, решении многих специальных маркшейдерских задач (ответственные сбойки, вопросы охраны поверхности, геометризации месторождения и другие), контрольных съемок складов полезного ископаемого, горных выработок, а также в составлении сводной отчетной документации по предприятию.

Результаты исследований показали, что главные маркшейдеры мелких и средних горных предприятий (до пяти участковых маркшейдеров) затрачивают от 70 до 80 % своего рабочего времени на выполнение работ первого типа, т. е. планирование и оперативное руководство маркшейдерскими и горными работами; при этом объемы работ второго типа также резко возрастают. Исходя из этого, на предприятиях, в штат которых входят пять и более маркшейдеров, целесообразно введение должности заместителя главного маркшейдера.

**Специализированные маркшейдерские подразделения.** В производственных объединениях (комбинатах) штаты создаваемых специализированных маркшейдерских подразделений укомплектовывают за счет горных предприятий, для обслуживания которых они организуются. На основании опыта работы первых специализированных подразделений, рекомендуется следующий их состав: начальник подразделения, заведующие секторами — старшие инженеры, инженеры и рабочие. Начальник подразделения выполняет функции главного маркшейдера предприятия.

Число секторов в подразделении зависит от поставленных перед ним задач, видов и объемов выполняемых работ. Так, например, в производственных объединениях по добыче угля в Донбассе, в состав специализированных маркшейдерских бюро входят следующие сектора: по наблюдению за сдвижением горных пород и охране объектов и сооружений; по капитальным маркшейдерским работам и камеральным работам. При открытых способах разработки целесообразен сектор фотограмметрических работ и т. д.

На должность заведующего сектором назначается инженер-маркшейдер с опытом работы по специальности. Штат инженерно-технических работников (ИТР) сектора регламентируется объемом маркшейдерских работ и определяется выражением

$$N_2 = \frac{T_{oc}^n}{n(T - t_{пз})} + \frac{T_{oc}^k}{nT}, \quad (\text{VII.3.10})$$

где  $T_{oc}^n$  и  $T_{oc}^k$  — суммарные затраты труда ИТР (во времени) на выполнение соответственно полевых и камеральных операций за планируемый период при выполнении основных маркшейдерских работ;  $n$  — продолжительность планируемого периода;  $t_{пз}$  — время в течение месяца, затрачиваемое маркшейдером на выполнение подготовительно-заключительных работ. Кроме инженеров-маркшейдеров, в состав секторов входят инженеры и других специальностей. Например, в штате сектора сдвижения горных пород предусмотрены должности инженеров-геодезистов и строителей, сектора фотограмметрии — фотограмметристов, камеральных работ — картографов и т. д. Рабочие участвуют в выполнении только полевых работ, поэтому их число определяется, исходя из объемов полевых работ.

### **VII.3.3. ПОМЕЩЕНИЕ, ОБОРУДОВАНИЕ И ПРИБОРЫ МАРКШЕЙДЕРСКОГО ОТДЕЛА ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ И СПЕЦИАЛИЗИРОВАННЫХ МАРКШЕЙДЕРСКИХ ПОДРАЗДЕЛЕНИЙ**

**Помещение маркшейдерского отдела (бюро).** В нем маркшейдер выполняет вычислительные и графические работы; здесь же хранятся важная документация, необходимая не только во время работы горного предприятия, но и после его ликвидации, а также сложные и ценные инструменты и приборы, требующие бережного обращения. Все это обуславливает более строгие требования к помещению маркшейдерского отдела, чем к помещениям других отделов горного предприятия. На крупных предприятиях помещение маркшейдерского отдела образуют:

- кабинет главного маркшейдера;
- комнаты для работы участков маркшейдеров;
- комнаты для хранения маркшейдерской документации и работы с ней;
- помещения для размножения маркшейдерской графической документации;
- инструментальная камера.

Кроме того, желательно иметь специальное помещение для компарирования мерных приборов.

В кабинете главного маркшейдера должны быть письменный стол, стол для работы с маркшейдерской графической

документацией, сейф для хранения специальной документации и книжный шкаф для справочной литературы.

Комната для работы участковых маркшейдеров должна быть оборудована письменными и чертежными столами и шкафами.

Комната для хранения маркшейдерской графической документации и для работы с ней должна иметь специальные шкафы-сейфы, стол для техника-картографа, светостол и большой стол для пантографирования чертежей.

В инструментальной камере обязательны специальные застекленные стеллажи для оптических маркшейдерских приборов и стенки для хранения штативов и реек, а также инструменты для мелкого ремонта приборов и инструментов.

В комнате для размножения графической документации должны находиться светокопировальное или другое множительное устройство, устройство для проявления чертежей, письменный стол, стол для обрезки чертежей, специальные шкафы для хранения светочувствительной бумаги и изготовленных копий.

В помещении для компарирования рулеток предусмотрены два компаратора: для компарирования на весу и компарирования на плоскости. Один комплект указанных компараторов целесообразно иметь для группы предприятий, расположив его в подвальной части здания одного из бытовых комбинатов.

Требования к помещениям специализированных маркшейдерских бюро аналогичны рассмотренным выше. При выполнении фотограмметрических работ, необходима организация специальных помещений для обработки результатов съемки. На основе исследований, выполненных ВНИМИ, разработаны требования к этим помещениям (табл. 24).

В инструментальной камере предусматривается устройство и соответствующее оборудование для зарядки аккумуляторов при использовании светодальномеров и гирокомпасов.

**Приборы и инструменты для производства полевых и камеральных работ.** Можно рекомендовать следующий примерный комплект приборов и оборудования.

*Полевые работы.* При выполнении основных геодезических работ на поверхности (работы первой группы): оптический теодолит Т2 или Т5 с необходимыми принадлежностями, нивелир высокоточный Н05 или Н3 с необходимыми принадлежностями, светодальномер с необходимыми принадлежностями, проволоки мерные (базисный прибор БПЗ), рулетки и мерные ленты.

Работы первой группы, как отмечалось выше, выполняются специализированными геодезическими организациями. Необходимо иметь два комплекта этих приборов и инструментов (основной и резервный) при маркшейдерском отделе объединения (комбината) или специализированном маркшейдерском бюро для пополнения основной опорной сети и выполнения высоко-

Таблица 24

Назначение помещения	Площадь, км <sup>2</sup> , не менее	Предъявляемые требования
Размещение комплекта прибора для обработки результатов наземной стереофотограмметрической и аэрофототопографической съемок (прибор с координатографом, регистрирующий автомат, инструментальный шкаф и др.) Фотолаборатория	30 — на один комплект при аэрофототопографической съемке; 20 — при наземной стереофотограмметрической съемке	Светлое, сухое помещение; расчетная нагрузка на пол 500 кг/м <sup>2</sup> ; помещение не должно подвергаться вибрации и сотрясениям; три сетевые розетки общей мощностью 2,5 кВт
Для фототрансформатора	16	Темное помещение, оборудованное неактивным освещением; 6—8 сетевых розеток (с выключателями); принудительная вентиляция; водопровод с холодной и горячей водой; канализация; гидроизоляция пола
Для выполнения вычислительных и подготовительных работ	20	Темное помещение смежное с фотолабораторией; 2—3 сетевые розетки; принудительная вентиляция В соответствии с принятыми нормами температуры, влажности и движения воздуха в рабочих помещениях
Подсобное помещение для хранения съемочной аппаратуры и принадлежностей	16	Светлое, сухое помещение, оборудованное стеллажами и шкафами

точных измерений при наблюдениях за деформациями зданий и сооружений, деформациями земной поверхности, а также бортов карьеров.

При выполнении основных маркшейдерских работ (работ второй группы):

1) подземный способ разработки: комплект оборудования для геометрического ориентирования подземных съемок через один или два вертикальных шахтных ствола, гирокомпас с необходимыми принадлежностями, теодолит технический оптический Т15 с необходимыми принадлежностями для работы в горных выработках, нивелир точный НЗ или НСЗ с необходимыми принадлежностями для работы в горных выработках, малогабаритный светодалномер, измерительную станцию СИ, рулетки стальные длиной 30 и 50 м с динамометрами, звуколокационные и другие приборы;

2) открытый способ разработки: теодолит технический оптический Т15 с необходимыми принадлежностями, нивелир точный НЗ или НСЗ с необходимыми принадлежностями, малогабаритный светодальномер с принадлежностями, дальномеры оптические двойного изображения ДН-04 или ДНР-06; рулетки стальные длиной 30 и 50 м с динамометрами; при наземной стереофотограмметрической съемке — фототеодолиты.

Указанным комплектом в двух экземплярах (основной и резервный) приборов и инструментов обеспечиваются специализированные маркшейдерские бюро.

При выполнении текущих маркшейдерских работ (работ третьей группы):

1) подземный способ разработки: теодолит технический оптический Т30 и Т60 с необходимыми принадлежностями для работы в горных выработках, нивелир технический Н10 с необходимыми принадлежностями для работы в горных выработках, малогабаритный гирокомпас (гиросусоль) и облегченная аппаратура для геометрического ориентирования подэтажных выработок, угломер-тахеометр, подвесная буссоль с полукругом и горный компас, рулетки металлические и тесмянные;

2) открытый способ разработки: теодолиты технические Т30 и Т60 с необходимыми принадлежностями, диаграммные тахеометры (Дальта 010 и др.) с необходимыми принадлежностями, нивелир технический Н10 с необходимыми принадлежностями, горный компас, рулетки металлические и тесмянные.

Указанными приборами инструментами должны быть обеспечены участковые маркшейдеры с учетом запаса. Запасное число приборов и инструментов целесообразно рассчитывать следующим образом: один комплект — на маркшейдерский отдел предприятия, в состав которого входит не более пяти участковых маркшейдеров, и два комплекта — более пяти.

При задании направлений и контроле за проведением горных выработок:

1) подземный способ разработки: указатели направления ЛУН, УНС или МСУ; уклонометры УСС, УЦ, АСУ и другие; зазорометры АГ-1 или АГ-2; профилограф;

2) открытый способ разработки — профилограф.

Число указателей направления и уклономеров определяется, исходя из числа одновременно проходимых капитальных горных выработок. На крупных предприятиях рационально иметь два комплекта зазорометров и профилографов (основной и резервный).

*Камеральные работы.* Для вычислений: клавишная вычислительная машина; программируемые микрокалькуляторы.

Для графических работ: линейки ЛД1 и ЛБЛ, контрольный метр; полярный координатограф, тахеограф; пантограф, аффинограф; планиметры, курвиметры; приборы для чертежных ра-

бот (штриховальный прибор, готовальни, трафареты для надписей и др.).

Для размножения графической документации: настольный светокопировальный аппарат СКМН-1000-200 (СКН2); копировальная рама ФКР-115.

Клавишные вычислительные машины и приборы для размножения графической документации должны быть на предприятии в одном экземпляре. Число микрокалькуляторов, планиметров и курвиметров должно определяться числом участковых маркшейдеров с учетом запаса.

Остальные приборы и инструменты рационально иметь в одном экземпляре для небольших предприятий (до пяти участковых маркшейдеров) и в двух экземплярах — для крупных предприятий.

Для маркшейдерской службы карьероуправлений, участки горных работ которых расположены далеко друг от друга, и бюро специализированных маркшейдерских работ предусмотрено закрепление спецтранспорта.

Все приборы и средства измерений должны пройти метрологическую аттестацию, одним из основных элементов которой является поверка. Поверкой называется совокупность экспериментальных операций, выполняемых для контроля метрологической исправности приборов. Различают государственную и ведомственную поверку средств измерений, которые проводятся соответственно государственной или ведомственной метрологической службой.

*Государственной поверке* подлежат средства измерений, входящие в состав Государственной системы приборов (ГСП), и измерительные приборы, используемые при государственных испытаниях и контроле технологических процессов как образцовые средства.

Маркшейдерские приборы поверяются *ведомственной метрологической службой* заводов-изготовителей — при выпуске и после ремонта, а также организацией потребителей (шахтой, рудником) — в процессе эксплуатации.

К каждому прибору и инструменту должен быть приложен паспорт, составленный заводом-изготовителем. В дальнейшем в паспорт вносятся результаты поверок и ремонтов данного прибора или инструмента.

#### **VII.3.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТОИМОСТИ МАРКШЕЙДЕРСКОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ И ОРГАНИЗАЦИЯ МАРКШЕЙДЕРСКОЙ СЛУЖБЫ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ**

**Определение стоимости маркшейдерского обеспечения.** Планирование маркшейдерских работ должно заканчиваться определением стоимости маркшейдерского обеспечения на 1 т добычи



полезного ископаемого или на 1 м проходки выработок (на шахтах новостройках).

Стоимость маркшейдерского обеспечения на 1 т добычи полезного ископаемого составляет

$$C = K/D, \quad (\text{VII.3.11})$$

где  $K$  — сумма всех затрат на маркшейдерское обеспечение за планируемый период, р.;  $D$  — планируемая добыча или проходка за то же время, т или м.

Сумма затрат на маркшейдерское обеспечение за планируемый период складывается из следующих основных элементов: основной заработной платы инженерно-технических работников и рабочих маркшейдерского отдела горного предприятия; начислений на заработную плату; стоимости материалов; возмещения износа малоценного и быстроизнашивающегося инвентаря, снаряжения и приборов; амортизации основных средств и прочих расходов.

Планирование затрат по элементу «основная заработная плата» производится в соответствии с штатом маркшейдерского отдела горного предприятия и установленных окладов для данной категории работников, включая все надбавки и премии. На установленный по плану фонд заработной платы производятся отчисления профсоюзным органам на социальное страхование. Эти отчисления устанавливаются в размере определенного процента от фонда заработной платы и планируются отдельно по элементу «начисление на заработную плату».

Определение затрат на маркшейдерское обеспечение по элементу «материалы» должно быть произведено на основе детального определения потребности в них и плановых цен на материалы.

Планируемые расходы на возмещение износа малоценных и быстроизнашивающихся предметов включают: затраты на предметы снаряжения и приборы, которые служат менее одного года или стоят дешевле 50 р. за единицу (независимо от срока службы). К этой группе относятся расходы на спецодежду работников маркшейдерского отдела предприятия. Определение указанных затрат должно быть произведено также на основе потребности в этих материальных ценностях, а также действующих норм расхода и плановых цен.

По элементу «амортизация» планируются отчисления на возмещение износа основных фондов предприятия, которые являются составной частью суммарных затрат на маркшейдерское обеспечение

Основные фонды образуют только те приборы и инструменты, срок службы которых более одного года и стоимость более 50 р. за единицу. Размер амортизационных отчислений определяется, исходя из общей стоимости основных фондов

(с учетом затрат на капитальный ремонт и модернизацию) и средних норм амортизации (табл. 25).

Таблица 25

Основные фонды	Шифр	Амортизационные отчисления, %		
		общая норма	на полное восстановление	на капитальный ремонт
<b>1. Приборы и оборудование:</b>				
а) астрономические, геодезические, фотограмметрические и стереотопографические приборы и оборудование	47 034	13,5	12,5	1,0
б) аэрофотограмметрические и топографо-геодезические приборы и оборудование, подвергающиеся интенсивной эксплуатации и используемые при неблагоприятных внешних условиях	47 035	17,4	16,7	0,7
<b>2. Вычислительная техника</b>				
а) электронные цифровые вычислительные машины с программным управлением общего назначения, специализированные и управляющие	48 000	12,0	10,0	2,0
б) аналоговые и клавишные электронные вычислительные машины	48 001	11,0	10,0	1,0
в) перфорационные и клавишные электромеханические вычислительные машины	48 002	11,0	7,0	4,0

*Примечание:* маркшейдерские инструменты следует относить к группе 1, б.

Затраты на маркшейдерское обслуживание по элементу «прочие расходы» включают оплату специализированным организациям за выполнение основных маркшейдерских работ на предприятии и другие расходы, определяемые в соответствии с текущим (годовым) планом маркшейдерских работ. Проведенные расчеты показывают, что стоимость маркшейдерского обслуживания на 1 т добычи полезного ископаемого в настоящее время колеблется от 2 до 8 к. для предприятий, ведущих разработку подземным способом, и от 0,4 до 1 к.—открытым способом. При этом заработная плата составляет 80—90 % общей стоимости работы.

**Организация маркшейдерской службы горного предприятия.** Для оценки работы отдельных звеньев маркшейдерской службы в пределах производственного объединения (комби-

ната) рекомендуются следующие группы показателей: кадровые  $K_1—K_6$ , организационно-технические  $K_7—K_{12}$  и экономические  $K_{13}—K_{14}$ .

*Кадровые показатели.* Показатели обеспеченности кадрами ИТР (главными и участковыми маркшейдерами, техниками-картографами) и горнорабочими получают соответственно:

$$K_{1\text{итр}} = \frac{N_{\text{итр}}}{N_{\text{итр}}^{\circ}} 100; \quad K_{1\text{р}} = \frac{N_{\text{р}}}{N_{\text{р}}^{\circ}} 100, \quad (\text{VII.3.12})$$

где  $N$  — фактическая численность;  $N^{\circ}$  — расчетная потребность.

Показатель среднего уровня образования ИТР определяют по формуле

$$K_{2\text{итр}} = 2,5 - \frac{N_{\text{т}}}{N_{\text{и}}}, \quad (\text{VII.3.13})$$

где  $N_{\text{т}}$  — число дипломированных техников;  $N_{\text{и}}$  — число инженеров.

По исследованиям [13], наиболее целесообразно следующее соотношение:  $\frac{N_{\text{т}}}{N_{\text{и}}} = 1,5$ , в этом случае  $K_{2\text{итр}} = 1$ . Если  $K_{2\text{итр}} < 1$ , то квалификация отдела недостаточна, а  $K_{2\text{итр}} > 1$  свидетельствует о неполном использовании специалистов с высшим образованием.

Показатель оценки возрастной категории ИТР рассчитывают, используя выражение

$$K_{3\text{итр}} = \frac{\Sigma (\Gamma_{\text{о}} - \Gamma_{\text{р}} - \Gamma_{\text{и}})}{A_{\text{м}}N_{\text{м}} + A_{\text{ж}}N_{\text{ж}}}, \quad (\text{VII.3.14})$$

где  $\Gamma_{\text{о}}$  — отчетный год;  $\Gamma_{\text{р}}$  — год рождения маркшейдера;  $\Gamma_{\text{и}}$  — возраст начала деятельности маркшейдера (обычно 23 года);  $A_{\text{м}}$  и  $A_{\text{ж}}$  — «активное время» работы маркшейдеров соответственно для мужчин и женщин (время выхода на пенсию  $\Gamma_{\text{и}}$ );  $N_{\text{м}}$  и  $N_{\text{ж}}$  — число маркшейдеров соответственно мужчин и женщин.<sup>1</sup>

Значения  $K_{3\text{итр}}$  тем больше, чем выше средний возраст сотрудников. При  $K_{3\text{итр}} = 50$  % обеспечивается сочетание опытных кадров с молодыми работниками.

Показатель повышения образовательного уровня получают по формуле

$$K_{4\text{итр}} = \frac{N'_{\text{и}} + N'_{\text{т}}}{N_{\text{итр}}}; \quad K_{4\text{р}} = \frac{N'_{\text{р}}}{N_{\text{р}}}, \quad (\text{VII.3.15})$$

где  $N'_{\text{и}}$  — число инженеров, обучающихся в аспирантуре или повышающих свою квалификацию по другим формам обучения;  $N'_{\text{т}}$  — число техников, продолжающих образование в вузах;  $N'_{\text{р}}$  — число горнорабочих, обучающихся в вечерних школах, а также в средних и высших учебных заведениях.

Показатель рационализации и изобретательства имеет вид

$$K_{\text{б.итр}} = \frac{m+n}{N_{\text{итр}}}; \quad N_{\text{б.р}} = \frac{n}{N_{\text{р}}}, \quad (\text{VII.3.16})$$

где  $n$  — число поданных рацпредложений;  $m$  — число авторских свидетельств.

Показатель текучести кадров определяют следующим образом:

$$K_{\text{б.итр}} = \frac{N''_{\text{итр}}}{N_{\text{итр}}} 100; \quad K_{\text{б.р}} = \frac{N''_{\text{р}}}{N_{\text{р}}} 100, \quad (\text{VII.3.17})$$

где  $N''$  — число уволенных за анализируемый период.

*Организационно-технические показатели.* В этом случае необходим расчет показателя обеспеченности приборами:

$$K_7 = \frac{\sum_i^c B_i}{\sum_i^k C_i}, \quad (\text{VII.3.18})$$

где  $c$  — число видов приборов;  $B$  — число имеющихся в наличии приборов  $i$ -го вида;  $K$  — число необходимых видов приборов;  $C_i$  — оптимальное число необходимых приборов.

Виды приборов, учитываемые при определении  $K_7$ , устанавливаются маркшейдерским отделом производственного объединения.

Вычисляют также показатель современности приборов:

$$K_8 = \frac{\sum_i^a b_i}{\sum_i^c B_i} 100, \quad (\text{VII.3.19})$$

где  $b$  — общее число приборов  $i$ -го вида, соответствующих действующим стандартам и нормам;

показатель степени соблюдения технических требований:

$$K_9 = \frac{\sum_i^r d_i q_i}{N_{\text{итр}}}, \quad (\text{VII.3.20})$$

где  $r$  — число видов нарушений;  $d_i$  — число нарушений  $i$ -го вида;  $q_i$  — коэффициенты, характеризующие степень нарушения технологии производства.

Параметры  $d_i$  и  $r$  определяют по журналам технического контроля маркшейдерского обслуживания участков,  $q_i$  устанавливается маркшейдерским отделом объединения.

Показатель культуры производства  $K_{10}$  представляет собой оценку по трехбалльной системе (отлично, хорошо и удовлетворительно), определяемую в результате проверки маркшейдерской службы объединения. Основными критериями при этом являются: состояние рабочих мест участковых маркшейдеров, техников-картографов и горнорабочих; порядок ведения, учета и хранения маркшейдерской документации; состояние приборов и инструментов; эргономические требования к условиям производства и др.

Показатель дисциплины труда определяется выражением

$$K_{11} = \frac{\sum_i^a P_i d_i}{N_{\text{итр}} + N_p}, \quad (\text{VII.3.21})$$

где  $P_i$  — весомость определенного вида нарушений трудовой дисциплины;  $a_i$  — число нарушений трудовой дисциплины определенного характера (неявка на работу по неуважительной причине, опоздания, преждевременный уход с работы и др.).

В качестве весомости  $P_i$ , как правило, принимают потерянное время; этот показатель устанавливается маркшейдерским отделом производственного объединения (комбината).

Важное значение имеет показатель безопасности труда:

$$K_{12} = \frac{P}{N_{\text{итр}} + N_p}, \quad (\text{VII.3.22})$$

где  $P$  — число нерабочих дней вследствие травматизма.

При смертельных и тяжелых (приводящих к инвалидности) несчастных случаях  $K_{12} = \infty$ .

*Экономические показатели.* Стоимость маркшейдерского обеспечения определяется выражением (VII.3.11), т. е.

$$K_{13} = C = K/D,$$

где  $K$  — сумма всех затрат на маркшейдерское обслуживание, р.;  $D$  — добыча или проходка горных выработок за анализируемый период, т (или м).

Показатель уровня повышения эффективности производства (снижения себестоимости маркшейдерского обслуживания) определяется следующим образом:

$$K_{14} = C_0 - C_1, \quad (\text{VII.3.23})$$

где  $C_0$  и  $C_1$  — стоимость маркшейдерского обеспечения за отчетный и предыдущий годы.

Анализ указанных показателей позволяет судить о состоянии маркшейдерского обеспечения на отдельных горных предприятиях. Кроме того, они могут быть использованы при организации в производственных объединениях социалистического соревнования между маркшейдерскими отделами.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

---

1. *Афанасьев В. Г., Егоров А. П.* Геодезия и маркшейдерское дело в транспортном строительстве.— М.: Недра, 1978.
2. *Борщ-Компониц В. И.* Геодезия, основы аэрофотосъемки и маркшейдерского дела.— М.: Недра, 1984.
3. *Инструкция* по производству маркшейдерских работ.— М.: Недра, 1987.
4. *Кратч Г.* Сдвигение горных пород и защита подрабатываемых сооружений/Пер. с нем. Глазенапа К. К.— М.: Недра, 1978.
5. *Методы и средства решения задач горной геомеханики/Г. Н. Кузнецов, К. А. Ардашев, Н. А. Филатов и др.*— М.: Недра, 1987.
6. *Маркшейдерские работы при установке и эксплуатации шахтного подъемного оборудования/И. И. Добкин, В. Б. Лебедев, М. И. Галинская и др.*— М.: Недра, 1983.
7. *Маркшейдерское дело/Д. Н. Оглоблин, Г. И. Герасименко, А. Г. Акимов и др.*— М.: Недра, 1981.
8. *Отечественная маркшейдерия и горная геомеханика/Г. Л. Фисенко, К. А. Ардашев, В. Н. Земисев и др.*— М.: Недра, 1987.
9. *Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях.*— М.: Недра, 1981.
10. *Спиридонов А. И.* Теодолиты.— М.: Недра, 1985.
11. *Спиридонов А. И., Кулагин Ю. И., Крюков Г. С.* Справочник-каталог геодезических приборов.— М.: Недра, 1984.
12. *Справочник* по маркшейдерскому делу/Под ред. А. Н. Омельченко.— М.: Недра, 1979.
13. *Стенин Н. И.* Организация маркшейдерских работ на горных предприятиях.— М.: Недра, 1986.
14. *Терминологический словарь* по маркшейдерскому делу/Под ред. А. Н. Омельченко.— М.: Недра, 1987.

- Активизация процесса сдвижения 282  
 Анализ точности маркшейдерских съемок 81
- Берма предохранительная 318**
- Вектор смещения 365  
 Виды нарушения устойчивости бортов, уступов и отвалов пустых пород 357  
 — сдвижений и деформаций 256  
 Визирная марка 276  
 Встречный забой 171  
 Вторичная осадка основной кровли 380
- Геодезическая засечка 8  
 Геометрические элементы канатной армировки 40  
 — — ленточного конвейера 76  
 — — многоканатной подъемной установки 40  
 — — одноканатной подъемной установки 33  
 Главная ось 244  
 Главное сечение 244  
 Главные напряжения 244  
 Глубина разработки безопасная 272  
 Горное давление 389  
 График относительных смещений кровли 393
- Деформация критическая 249  
 — поверхности горизонтальная 377  
 Доверительная вероятность 104
- Защитный пласт 385**
- Календарный план маркшейдерских работ 413  
 Канатный проводник 333  
 Касательная составляющая действующей силы 355  
 Категория охраны объектов 338
- Контроль вертикальности бурения ствола 57  
 Копер башенный 22  
 — укосный 30  
 Корреляционная матрица 83  
 Косвенные наблюдения 361  
 Коэффициент бокового распора 380  
 — запаса устойчивости 355  
 — параметрических уравнений поправок 88  
 — погрешностей линейных измерений 90  
 — случайного и систематического влияния 80  
 Кривизна поверхности 102
- Моделирование процесса сдвижения 299  
 Модель плоская, объемная 301  
 Монтажная сетка 22  
 Монтажный щит 206  
 Мощность пласта эффективная 270
- Наблюдательная станция 280  
 Наблюдения натурные 290  
 Направляющая втулки 62  
 — устройства схода 33  
 Напряжение 380  
 Непосредственная кровля 384  
 Нивелирная марка 23  
 Нормальная составляющая действующей силы 244
- Опасный пласт 380  
 Оптический щитовой прибор 238  
 Ориентирование геометрическое 148  
 — гироскопическое 131  
 — способом соединительного треугольника 148  
 — ступенчатое 148  
 — через два вертикальных ствола 159  
 — через несколько вертикальных стволов 159  
 — через один вертикальный ствол 148  
 Оседание поверхности максимальное 260

- Ответственное направление при сбоях 172
- Относительное смещение кровли и почвы выработки 389
- Период опасных деформаций 260
- Планирование маркшейдерских работ 413
- Поверхность скольжения 357
- Погрешность измерения вертикальных углов 88
  - — горизонтальных углов 88
  - — дирекционных углов 131
  - — длины сторон 102
  - — относительная 101
- Подработка поверхности полная 268
- Показатель суммарных деформаций 272
- Поправка гирокомпаса 132
  - за провес рулетки 98
  - за температуру 98
  - компарирования 98
- Потенциальная поверхность скольжения 357
- Предел прочности породы 244
- Провал 258
- Проводник 40
- Продолжительность процесса сдвигания общая 333
- Проектный полигон 6
- Равномерное поле напряжений 378
- Расстрел 67
- Рейка-координатометр 12
- Репер глубинный 292
- Сбойка выработки 178
- Сборник типовых норм выработки на маркшейдерские работы 414
- Сдвигения и деформации вероятные 308
- — ожидаемые 312
- — расчетные 318
- Сеть маркшейдерская 83
- Сечение мульды сдвижения главное 262
- Станция наблюдательная 276
- Стоимость маркшейдерского обеспечения 425
- Структура маркшейдерской службы 395
- Угол граничный 256
  - девятици 25
  - максимального ожидания 241
  - разрыва 241
  - полных сдвижений 241
  - сдвижения 241
- Универсальная индикаторная измерительная стойка 392
- Уступ 259
- Фотограмма отклонений проводника от вертикали 63
- Целик барьерный 338
  - предохранительный 354
- Центр подъемной машины 22
  - роликкоопоры 24
  - ствола 21
  - тяжести точек хода 104
- Шаблон 16
- Шахтный отвес 143
- Шкив копровой 30
- Эллипс ошибок 132
- Ярус расстрелов 60



## Раздел III

**МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ  
ШАХТ (РУДНИКОВ)** . . . . . 3**III.1. Общие сведения о маркшейдерских работах при строительстве шахт** 3

III.1.1. Основные сведения о порядке проектирования и составе проекта горного предприятия . . . . .	3
III.1.2. Проверка проектных чертежей . . . . .	5
III.1.3. Разбивочные работы . . . . .	7
III.1.4. Контроль за соблюдением соотношения геометрических элементов зданий, сооружений, подъемно-транспортного оборудования и горных выработок . . . . .	10
III.1.5. Наблюдения за осадками сооружений . . . . .	11
III.1.6. Исполнительные съемки . . . . .	13
III.1.7. Учет объемов горнопроходческих работ . . . . .	13

**III.2. Маркшейдерские работы при строительстве технологического комплекса на шахтной поверхности** . . . . . 14

III.2.1. Разбивочные сети . . . . .	14
III.2.2. Разбивка осей зданий и сооружений . . . . .	16
III.2.3. Работы при сооружении фундаментов . . . . .	18
III.2.4. Работы при возведении зданий и сооружений из сборных конструкций . . . . .	19
III.2.5. Работы при сооружении копров в скользящей опалубке . . . . .	21
III.2.6. Геометрические элементы и параметры одноканатных подъемных установок . . . . .	25
III.2.7. Работы при возведении укосных копров и монтаже одноканатных подъемных машин . . . . .	30
III.2.8. Проверка соотношений геометрических элементов одноканатной подъемной установки . . . . .	33
III.2.9. Геометрические элементы и параметры многоканатных подъемных установок . . . . .	40
III.2.10. Работы при монтаже многоканатных подъемных машин . . . . .	43
III.2.11. Проверка соотношения геометрических элементов многоканатной подъемной установки . . . . .	44

**III.3. Маркшейдерские работы при сооружении вертикальных шахтных стволов** . . . . . 52

III.3.1. Работы при сооружении устья и оснащении ствола горнопроходческим оборудованием . . . . .	54
III.3.2. Работы при проходке ствола буровзрывным способом . . . . .	54
III.3.3. Работы при проходке стволов с искусственным замораживанием пород . . . . .	56
III.3.4. Контроль вертикальности бурения ствола . . . . .	57
III.3.5. Оборудование жесткой армировки и требования к геометрической точности его монтажа . . . . .	60
III.3.6. Работы при монтаже жесткой армировки . . . . .	61
III.3.7. Профильная съемка проводников . . . . .	63
III.3.8. Геометрические элементы и параметры канатной армировки . . . . .	66
III.3.9. Работы при монтаже канатной армировки . . . . .	69

III.3.10. Проверка соотношений геометрических элементов канатной армировки . . . . .	71
<b>III.4. Маркшейдерские работы при проведении горизонтальных и наклонных выработок . . . . .</b>	<b>75</b>
III.4.1. Задание направлений горным выработкам . . . . .	75
III.4.2. Проверка соотношения геометрических элементов стационарного конвейера . . . . .	76
<b>Раздел IV</b>	
<b>АНАЛИЗ ТОЧНОСТИ МАРКШЕЙДЕРСКИХ СЪЕМОК</b>	
<b>IV.1. Точность и методы построения маркшейдерских сетей . . . . .</b>	<b>81</b>
IV.1.1. Общие положения анализа точности маркшейдерских сетей	83
IV.1.2. Оценка точности положения пунктов плановой сети . . . . .	86
IV.1.3. Точность угловых и линейных измерений в подземных выработках . . . . .	88
IV.1.4. Накопление погрешностей в свободных теодолитных ходах	104
IV.1.5. Накопление погрешностей в теодолитных ходах с гиросторонами . . . . .	114
IV.1.6. Точность различных схем построения подземных теодолитных ходов . . . . .	129
IV.1.7. Средняя погрешность дирекционных углов секции, уравненной по углам . . . . .	131
IV.1.8. Эллипс погрешностей положения конечной точки теодолитных ходов . . . . .	132
IV.1.9. Геодезические засечки и оценка их точности . . . . .	135
IV.1.10. Накопление погрешностей в высотных ходах . . . . .	141
<b>IV.2. Анализ соединительных съемок . . . . .</b>	<b>143</b>
IV.2.1. Проектирование шахтным отвесом . . . . .	143
IV.2.2. Факторы, влияющие на точность проектирования . . . . .	144
IV.2.3. Угловая погрешность проектирования . . . . .	146
IV.2.4. Способ соединительных треугольников . . . . .	149
IV.2.5. Анализ точности ориентирования через два вертикальных ствола . . . . .	159
IV.2.6. Ориентирование через несколько вертикальных стволов и ступенчатое ориентирование . . . . .	165
IV.2.7. Центрирование подземной сети . . . . .	166
<b>IV.3. Маркшейдерские работы при проведении горных выработок встречающимися . . . . .</b>	<b>169</b>
IV.3.1. Общие сведения . . . . .	169
IV.3.2. Виды сбоек . . . . .	171
IV.3.3. Определение ожидаемой ошибки смыкания осей сбойки, проводимой в пределах одной шахты . . . . .	172
IV.3.4. Определение ожидаемой ошибки смыкания осей сбойки, проводимой из разных шахт . . . . .	178
IV.3.5. Оптимальное размещение гиросторон при сбояках . . . . .	182
<b>Раздел V</b>	
<b>ДОПОЛНИТЕЛЬНЫЕ СВЕДЕНИЯ О МАРКШЕЙДЕРСКИХ СЪЕМКАХ</b>	
<b>V.1. Топографо-маркшейдерские работы при геологической разведке . . . . .</b>	<b>184</b>
V.1.1. Геодезическая сеть и топографическая съемка на участке . . . . .	184
V.1.2. Перенос в натуру и привязка геологоразведочных выработок . . . . .	186
	<b>435</b>

V.1.3. Составление топографической основы отчетных геологических карт. Маркшейдерское обеспечение горноразведочных выработок . . . . .	188
<b>V.2. Съёмка очистных и нарезных выработок . . . . .</b>	<b>191</b>
V.2.1. Новые приборы для съёмки очистных и нарезных выработок	191
V.2.2. Ориентирование крутонаклонных и вертикальных выработок	196
V.2.3. Съёмка очистных выработок при разработке круглых пластов малой и средней мощности . . . . .	201
V.2.4. Точность определения площади выработанного пространства	203
V.2.5. Маркшейдерские работы при разработке мощных крутых пластов щитовой системой . . . . .	206
V.2.6. Маркшейдерские работы в очистных и нарезных выработках при разработке рудных месторождений	210
V.2.7. Способы измерения глубины взрывных скважин . . . . .	218
V.2.8. Маркшейдерская съёмка подземных горных пустот . . . . .	220
V.2.9. Звуколокационный способ съёмки недоступных пустот и нарезных горных выработок . . . . .	229
<b>V.3. Маркшейдерские работы при строительстве метрополитенов и подземных сооружений большого сечения . . . . .</b>	<b>236</b>
V.3.1. Создание геодезической и маркшейдерской основы . . . . .	236
V.3.2. Ведение щита по трассе тоннеля . . . . .	238

## Раздел VI

### СДВИЖЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД И ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПОД ВЛИЯНИЕМ ГОРНЫХ РАЗРАБОТОК . . . . .

<b>VI.1. Общие сведения о процессе сдвижения горных пород и земной поверхности при подземных разработках месторождений полезных ископаемых . . . . .</b>	<b>241</b>
VI.1.1. Задачи, возникающие при сдвижении горных пород и земной поверхности . . . . .	241
VI.1.2. Общие сведения о напряженно-деформированном состоянии горных массивов . . . . .	244
VI.1.3. Сдвижение и деформации горных пород вокруг выработок	249
<b>VI.2. Основные понятия, термины и параметры процесса сдвижения . . . . .</b>	<b>256</b>
VI.2.1. Формы мульд и виды деформаций земной поверхности . . . . .	256
VI.2.2. Основные факторы, влияющие на характер и параметры процесса сдвижения . . . . .	270
<b>VI.3. Методы изучения процесса сдвижения . . . . .</b>	<b>276</b>
VI.3.1. Наблюдения на местности . . . . .	276
VI.3.2. Лабораторные исследования процесса сдвижения горных пород и земной поверхности на физических моделях . . . . .	299
VI.3.3. Аналитические исследования процесса сдвижения горных пород и земной поверхности на математических моделях . . . . .	301
<b>VI.4. Методы расчета сдвижений и деформаций земной поверхности . . . . .</b>	<b>304</b>
VI.4.1. Основные требования к методам расчета . . . . .	304
VI.4.2. Условия образования провалов . . . . .	306
VI.4.3. Расчет ожидаемых сдвижений и деформаций при отсутствии сдвижения пород лежащего бока . . . . .	308
VI.4.4. Расчет сдвижений и деформаций земной поверхности при сдвижении пород лежащего бока . . . . .	321
VI.4.5. Прогноз вероятных сдвижений и деформаций . . . . .	325
VI.4.6. Прогноз сдвижений и деформаций в сложных горно-геологических условиях . . . . .	329

VI.4.7. Общая продолжительность процесса сдвижения и период опасных деформаций . . . . .	333
<b>VI.5. Особенности процесса сдвижения горных пород при разработке рудных месторождений и меры защиты объектов от вредного влияния подземных горных разработок . . . . .</b>	<b>335</b>
VI.5.1. Охрана сооружений при подземной разработке рудных месторождений . . . . .	335
VI.5.2. Выбор мер защиты объектов . . . . .	338
<b>VI.6. Сдвижение горных пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых . . . . .</b>	<b>354</b>
VI.6.1. Общие положения . . . . .	354
VI.6.2. Виды нарушения устойчивости пород в обнажениях карьера . . . . .	357
VI.6.3. Маркшейдерские наблюдения за деформациями бортов и отвалов на карьерах . . . . .	360
VI.6.4. Расчет устойчивости бортов, уступов и отвалов карьеров . . . . .	369
VI.6.5. Меры охраны откосов . . . . .	373
<b>VI.7. Маркшейдерские работы при изучении процессов проявлений горного давления в подземных горных выработках . . . . .</b>	<b>377</b>
VI.7.1. Общий характер геомеханических процессов, происходящих вокруг горных выработок . . . . .	377
VI.7.2. Основные объекты и исследования горной геомеханики . . . . .	380
VI.7.3. Маркшейдерские наблюдения за проявлениями горного давления . . . . .	389
<b>Раздел VII</b>	
<b>ОРГАНИЗАЦИЯ МАРКШЕЙДЕРСКОЙ СЛУЖБЫ. ПЛАНИРОВАНИЕ МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ . . . . .</b>	
<b>395</b>	
<b>VII.1. Структура маркшейдерской службы в СССР . . . . .</b>	<b>395</b>
VII.1.1. Структура маркшейдерской службы на предприятиях и организациях горнодобывающей промышленности . . . . .	395
VII.1.2. Специализированные маркшейдерские организации, их структура и функции . . . . .	400
<b>VII.2. Организация маркшейдерских работ . . . . .</b>	<b>404</b>
VII.2.1. Техническое нормирование маркшейдерских работ . . . . .	404
VII.2.2. Особенности и основные принципы организации маркшейдерских работ . . . . .	405
VII.2.3. Организация контроля и приемки маркшейдерских работ на горных предприятиях . . . . .	411
<b>VII.3. Планирование маркшейдерских работ . . . . .</b>	<b>413</b>
VII.3.1. Общие вопросы планирования маркшейдерских работ . . . . .	413
VII.3.2. Расчет штата маркшейдерской службы . . . . .	415
VII.3.3. Помещение, оборудование и приборы маркшейдерского отдела горного предприятия и специализированных маркшейдерских подразделений . . . . .	421
VII.3.4. Определение стоимости маркшейдерского обеспечения и организация маркшейдерской службы горного предприятия . . . . .	425
<b>Список литературы . . . . .</b>	<b>431</b>
<b>Предметный указатель . . . . .</b>	<b>432</b>

УЧЕБНОЕ ИЗДАНИЕ

**МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО**

**в двух частях**  
**часть 2**

**Белоликов Антонин Николаевич, Земисев Владимир Назарович,  
Кротов Гавриил Алексеевич и др.**

Заведующий редакцией *Л. Г. Иванова*  
Редакторы издательства *А. В. Куприянова, Ю. В. Пронько*  
Технический редактор *Л. Г. Лаврентьева*  
Корректор *В. Т. Юдович*

ИБ № 8496

---

Сдано в набор 22.11.88. Подписано в печать 24.03.89. Т-06465  
Формат 60×90<sup>1/16</sup>. Бумага книжно-журнальная сыктывкарская.  
Гарнитура Литературная. Печать высокая. Усл.-печ. л.  
27,5. Усл. кр.-отт. 27,5. Уч.-изд. л. 28,16. Тираж 9350 экз.  
Заказ 2605/5—8. Цена 1 р. 30 к.

---

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра»  
125047 Москва, пл. Белорусского вокзала, д. 3.

Ленинградская типография № 4 ордена Трудового Красного  
Знамени Ленинградского объединения «Техническая книга» им.  
Евгении Соколовой Союзполиграфпрома при Государственном  
комитете СССР по делам издательств, полиграфии и книжной  
торговли. 191126, Ленинград, Социалистическая ул., 14.