

§ 117. СРЕДНЯЯ ПОГРЕШНОСТЬ ПОЛОЖЕНИЯ ТОЧКИ К СВОБОДНОГО ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКОГО ХОДА

Средняя погрешность положения точки К свободного полигонометрического хода

$$M_K = \pm \sqrt{M_{x_K}^2 + M_{y_K}^2},$$

где

$$M_{x_K}^2 = M_{x_\beta}^2 + M_{x_l}^2;$$

$$M_{y_K}^2 = M_{y_\beta}^2 + M_{y_l}^2.$$

Следовательно,

$$M_K = \pm \sqrt{M_{x_\beta}^2 + M_{y_\beta}^2 + M_{x_l}^2 + M_{y_l}^2}.$$

Обозначим:

$$M_{x_\beta}^2 + M_{y_\beta}^2 = M_\beta^2;$$

$$M_{x_l}^2 + M_{y_l}^2 = M_l^2.$$

Тогда

$$M_K = \pm \sqrt{M_\beta^2 + M_l^2}.$$

Преобразуем выражения M_β и M_l , подставив в них значения M_{x_β} , M_{y_β} , M_{x_l} , M_{y_l} из формул (XIV.6), (XIV.7), (XIV.11),

$$M_\beta^2 = \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n} R_{ix}^2 + \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n} R_{iy}^2 = \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \left(\sum_{i=1}^{i=n} R_{ix}^2 + \sum_{i=1}^{i=n} R_{iy}^2 \right).$$

Однако

$$R_{ix}^2 + R_{iy}^2 = R_i^2.$$

Тогда

$$M_\beta^2 = \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n} R_i^2. \quad (\text{XIV.19})$$

Аналогично получим

$$M_l^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i \cos^2 \alpha_i + \lambda^2 L^2 \cos^2 \gamma + \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i \sin^2 \alpha_i + \lambda^2 L^2 \sin^2 \gamma.$$

Отсюда

$$M_l^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i + \lambda^2 L^2$$

или

$$M_l = \pm \sqrt{\mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i + \lambda^2 L^2}.$$

Подставив значения M_β и M_l в выражение для M_K , получим

$$M_K^2 = \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n} R_i^2 + \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i + \lambda^2 L^2. \quad (\text{XIV.20})$$

§ 118. СРЕДНИЕ ПОГРЕШНОСТИ КООРДИНАТ ТОЧКИ СВОБОДНОГО ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКОГО ХОДА, ОБУСЛОВЛЕННЫЕ ПОГРЕШНОСТЬЮ ОРИЕНТИРОВАНИЯ ЕГО ПЕРВОЙ СТОРОНЫ

Пусть α_0 — дирекционный угол исходной стороны хода; m_{α_0} — угловая погрешность ориентирования. Координаты точки K хода определяются по формулам:

$$x_K = x_1 + l_1 \cos \alpha_1 + l_2 \cos \alpha_2 + \dots + l_n \cos \alpha_n;$$

$$y_K = y_1 + l_1 \sin \alpha_1 + l_2 \sin \alpha_2 + \dots + l_n \sin \alpha_n.$$

Отсюда

$$M_{x_K}' = \frac{\partial x_K}{\partial \alpha_0} \frac{m_{\alpha_0}}{\rho}; \quad M_{y_K}' = \frac{\partial y_K}{\partial \alpha_0} \frac{m_{\alpha_0}}{\rho}.$$

Найдем значения частных производных:

$$\frac{\partial x_K}{\partial \alpha_0} = \frac{\partial x_1}{\partial \alpha_0} - l_1 \sin \alpha_1 \frac{\partial \alpha_1}{\partial \alpha_0} - l_2 \sin \alpha_2 \frac{\partial \alpha_2}{\partial \alpha_0} - \dots - l_n \sin \alpha_n \frac{\partial \alpha_n}{\partial \alpha_0};$$

$$\frac{\partial y_K}{\partial \alpha_0} = \frac{\partial y_1}{\partial \alpha_0} - l_1 \cos \alpha_1 \frac{\partial \alpha_1}{\partial \alpha_0} - l_2 \cos \alpha_2 \frac{\partial \alpha_2}{\partial \alpha_0} + \dots + l_n \cos \alpha_n \frac{\partial \alpha_n}{\partial \alpha_0}.$$

Однако

$$\alpha_i = \alpha_0 + \sum \beta \pm i180^\circ.$$

Следовательно,

$$\frac{\partial \alpha_1}{\partial \alpha_0} = \frac{\partial \alpha_2}{\partial \alpha_0} = \dots = \frac{\partial \alpha_n}{\partial \alpha_0} = 1,$$

$$\frac{\partial x_1}{\partial \alpha_0} = \frac{\partial y_1}{\partial \alpha_0} = 0.$$

Подставив эти значения, получим:

$$\frac{\partial x_K}{\partial \alpha_0} = - \sum_{i=1}^{i=n} l_i \sin \alpha_i = -(y_K - y_1);$$

$$\frac{\partial y_K}{\partial \alpha_0} = + \sum_{i=1}^{i=n} l_i \cos \alpha_i = +(x_K - x_1).$$

Пусть R_1 — кратчайшее расстояние от точки K до первой точки хода; γ_1 — дирекционный угол этого направления. Тогда:

$$\frac{\partial x_K}{\partial \alpha_0} = -R_1 \sin \gamma_1 = -R_{1y};$$

$$\frac{\partial y_K}{\partial \alpha_0} = R_1 \cos \gamma_1 = R_{1x}.$$

Отсюда:

$$M'_{xK} = \pm R_{1y} \frac{m\alpha_0}{\rho}; \quad (\text{XIV.21})$$

$$M'_{yK} = \pm R_{1x} \frac{m\alpha_0}{\rho}. \quad (\text{XIV.22})$$

§ 119. ПОГРЕШНОСТЬ ПОЛОЖЕНИЯ ПОСЛЕДНЕЙ ТОЧКИ СВОБОДНОГО ВЫТЯНУТОГО РАВНОСТОРОННЕГО ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКОГО ХОДА

Пусть от точки 1 и направления $(A1) = \alpha_0$ до точки K проложен вытянутый равносторонний свободный полигонометрический ход (рис. 187), для которого

$$\beta_2 \doteq \beta_3 = \dots = \beta_n = 180^\circ;$$

$$l_1 = l_2 = \dots = l_n = l.$$

Погрешность положения последней точки такого хода принято характеризовать поперечной и продольной погрешностями. Обо-

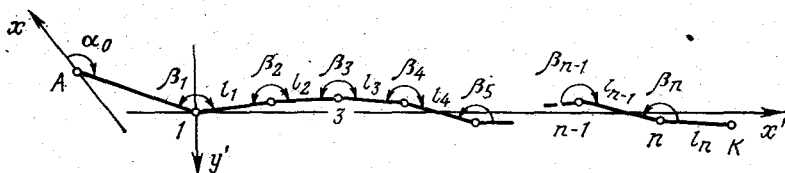


РИС. 187. Свободный вытянутый равносторонний полигонометрический ход

значим через q — поперечную погрешность, т. е. погрешность положения точки K в направлении, перпендикулярном к направлению хода, через s — продольную погрешность, т. е. погрешность положения точки K в направлении хода.

Для определения величин q и s введем условную систему координат, в которой ось ox' направим по направлению хода. Тогда

$$M'_{xK} = s; \quad M'_{yK} = q;$$

$$q^2 = M_{y\beta}^2 + M_{y_i}^2; \quad s^2 = M_{x\beta}^2 + M_{x_i}^2.$$

При равноточном измерении углов

$$M_{x\beta}^2 = \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n} R_{iy'}^2; \quad M_{y\beta}^2 = \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n} R_{ix'}^2;$$

$$M_{x_i}^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i \cos^2 \alpha'_i + \lambda^2 L^2 \cos^2 \gamma';$$

$$M_{y_i}^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i \sin^2 \alpha'_i + \lambda^2 L^2 \sin^2 \gamma'.$$

В рассматриваемом ходе (см. рис. 187) при принятом направлении координатных осей $\alpha'_i = 0$ и $\gamma' = 0$. Тогда

$$M_{x_i}^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i + \lambda^2 L^2 = \mu^2 nl + \lambda^2 L^2$$

или

$$M_{x_i}^2 = \mu^2 L + \lambda^2 L^2,$$

$$M_{y_i}^2 = 0.$$

Кроме того,

$$R_{1y'} = R_{2y'} = \dots = R_{ny'} = 0;$$

$$R_{1x'} = nl; \quad R_{2x'} = (n-1)l; \quad R_{(n-1)x'} = 2l; \quad R_{nx'} = l.$$

Отсюда

$$M_{x\beta}^2 = 0;$$

$$M_{y\beta}^2 = \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} l^2 [n^2 + (n-1)^2 + (n-2)^2 + \dots + 2^2 + 1^2].$$

Однако

$$n^2 + (n-1)^2 + (n-2)^2 + \dots + 2^2 + 1^2 = \frac{n(n+1)(2n+1)}{6}.$$

Следовательно,

$$M_{y\beta}^2 = \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} l^2 \frac{n(n+1)(2n+1)}{6}.$$

Пренебрегая единицей в последних двух сомножителях числителя, получаем

$$M_{y\beta}^2 = \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} l^2 \frac{n^3}{3}.$$

Если L — вся длина хода от точки 1 до точки K , то $nl = L$. При этом

$$M_{y\beta}^2 = \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} n \frac{L^2}{3}.$$

Подставим полученные выражения в формулы для определения q и s . Тогда

$$q^2 = \frac{m_\beta^2}{\rho^2} n \frac{L^2}{3}; \quad s^2 = \mu^2 L + \lambda^2 L^2$$

или окончательно

$$q = \pm L \frac{m_\beta}{\rho} \sqrt{\frac{n}{3}}; \quad (\text{XIV.23})$$

$$s = \pm \sqrt{\mu^2 L + \lambda^2 L^2}. \quad (\text{XIV.24})$$

Из формул (XIV.23) и (XIV.24) можно установить, что погрешности измерения углов свободного вытянутого хода оказывают влияние лишь на поперечную погрешность положения его конечной точки и не оказывают влияния на продольную, тогда как погрешности измерения длины сторон свободного вытянутого хода оказывают влияние лишь на продольную погрешность и не оказывают влияния на поперечную.

Из полученных формул следует также, что средние погрешности углов, лежащих ближе к началу хода, оказывают на поперечную среднюю погрешность значительно большее влияние, чем средние погрешности углов, лежащих ближе к концу его.

В практике строго вытянутые равносторонние ходы встречаются редко, поэтому важно знать, к каким полигонам могут быть применены рассмотренные выше формулы.

Теоретическое исследование пределов применимости этих формул было произведено А. С. Чеботаревым и И. М. Бахуриным, которые доказали следующее:

1) ход можно считать вытянутым, если направления сторон хода мало отличаются от направления замыкающей (не более 24°);

2) неравенство длин сторон хода не оказывает существенного влияния на величину продольной погрешности хода.

§ 120. СРЕДНИЕ ПОГРЕШНОСТИ КООРДИНАТ КОНЕЧНОГО ПУНКТА ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКОГО ХОДА ПРИ-ПРЕДВАРИТЕЛЬНО УРАВНЕННЫХ УГЛАХ

Для полигонометрического хода (рис. 188) могут быть составлены три условных уравнения:

$$\left. \begin{array}{l} 1) \delta\beta_1 + \delta\beta_2 + \dots + \delta\beta_{n+1} + f_\beta = 0; \\ 2) [\cos \alpha \cdot \delta l] - \frac{1}{\rho} [(y_n - y_i) \delta\beta] + f_x = 0; \\ 3) [\sin \alpha \cdot \delta l] + \frac{1}{\rho} [(x_n - x_i) \delta\beta] + f_y = 0. \end{array} \right\} \quad (\text{XIV.25})$$

Для определения средних квадратических погрешностей координат конечного пункта этого хода при предварительно уравненных углах разобьем полученные уравнения на две группы, вклю-

чив в одну первое уравнение, а в другую — второе и третье. После решения первого уравнения получим

$$\delta\beta_i = -\frac{f'_y}{n+1}.$$

Коэффициенты уравнений второй группы подлежат преобразованию по общему правилу двухгруппового уравнивания: коэффициент при любой поправке преобразованного уравнения равен коэффициенту при поправке непреобразованного уравнения минус среднее арифметическое из всех коэффициентов при поправках непреобразованных уравнений. Следует отметить, что коэффициенты при поправках δl не преобразуются, так как они не вхо-

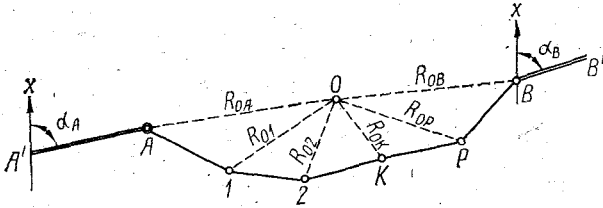


РИС. 188. К определению средней погрешности координат конечного пункта несвободного полигонометрического хода

дят в первое уравнение. Используя указанное правило, находим коэффициенты при поправке любого угла:

$$-\frac{1}{\rho}(y_n - y_i) - \left\{ -\frac{1}{\rho}(y_n - y_0) \right\} = -\frac{1}{\rho}(y_0 - y_i);$$

$$+\frac{1}{\rho}(x_n - x_i) - \left\{ \frac{1}{\rho}(x_n - x_0) \right\} = +\frac{1}{\rho}(x_0 - x_i).$$

В этих выражениях

$$x_0 = \frac{\sum x}{n+1} \quad \text{и} \quad y_0 = \frac{\sum y}{n+1},$$

x_0, y_0 — координаты центра тяжести вершин хода.

После преобразования получим следующие равенства:

$$[\cos \alpha \delta l] - \frac{1}{\rho} [(y_0 - y_i) \delta \beta] = -f'_x;$$

$$[\sin \alpha \delta l] + \frac{1}{\rho} [(x_0 - x_i) \delta \beta] = -f'_y,$$

где f'_x и f'_y — невязки в приращениях координат, вычисленные по уравновешенным углам.

Применяя к последним равенствам известные формулы теории погрешностей и учитывая, что измерение длин сопровождается

случайными и систематическими погрешностями для последней точки хода B , получаем:

$$M_{x_B}^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i \cos^2 \alpha_i + \lambda^2 L^2 \cos^2 \gamma + \frac{1}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n+1} (y_0 - y_i)^2 m_{\beta_i}^2;$$

$$M_{y_B}^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i \sin^2 \alpha_i + \lambda^2 L^2 \sin^2 \gamma + \frac{1}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n+1} (x_0 - x_i)^2 m_{\beta_i}^2.$$

Обозначим расстояния от центра тяжести до соответствующих вершин хода через R_{0i} , а дирекционные углы этих направлений γ_{0i} . Тогда последние выражения примут вид:

$$M_{x_B}^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i \cos^2 \alpha_i + \lambda^2 L^2 \cos^2 \gamma + \frac{1}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n+1} R_{0i}^2 \sin^2 \gamma_{0i} m_{\beta_i}^2;$$

$$M_{y_B}^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i \sin^2 \alpha_i + \lambda^2 L^2 \sin^2 \gamma + \frac{1}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n+1} R_{0i}^2 \cos^2 \gamma_{0i} m_{\beta_i}^2.$$

Средняя погрешность положения точки B хода будет

$$M_B^2 = M_{x_B}^2 + M_{y_B}^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i + \lambda^2 L^2 + \frac{1}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n+1} R_{0i}^2 m_{\beta_i}^2.$$

Обозначив

$$R_{0i} \sin \gamma_{0i} = R_{0y}, \quad R_{0i} \cos \gamma_{0i} = R_{0x}$$

и приняв углы полигонометрического хода измеренными равномерно с погрешностью m_{β} , будем иметь:

$$\left. \begin{aligned} M_{x_B}^2 &= \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i \cos^2 \alpha_i + \lambda^2 L^2 \cos^2 \gamma + \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n+1} R_{0y}^2; \\ M_{y_B}^2 &= \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i \sin^2 \alpha_i + \lambda^2 L^2 \sin^2 \gamma + \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n+1} R_{0x}^2; \end{aligned} \right\} \quad (\text{XIV.26})$$

$$M_B^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i + \lambda^2 L^2 + \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n+1} R_{0i}^2. \quad (\text{XIV.27})$$

Формулы (XIV.26) и (XIV.27) справедливы и для замкнутых полигонометрических ходов, в которых произведено предварительное уравнивание углов, только в этом случае $L = 0$.

§ 121. ПОГРЕШНОСТЬ ПОЛОЖЕНИЯ ПОСЛЕДНЕЙ
ТОЧКИ ВЫТЯНУТОГО РАВНОСТОРОННЕГО
ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКОГО ХОДА,
ПРОЛОЖЕННОГО МЕЖДУ ДВУМЯ СТОРОНАМИ
С ТВЕРДЫМИ ДИРЕКЦИОННЫМИ УГЛАМИ

Пусть от точки A и стороны с твердым дирекционным углом $(AI) = \alpha_0$ к стороне, имеющей твердый дирекционный угол $(KB) = \alpha_n$, пройден вытянутый равносторонний ход (рис. 189).

Измеренные углы $\beta_1, \beta_2, \dots, \beta_{n+1}$ этого хода предварительно уравновешены.

Обозначим q' — поперечную погрешность хода; s' — продольную погрешность хода.

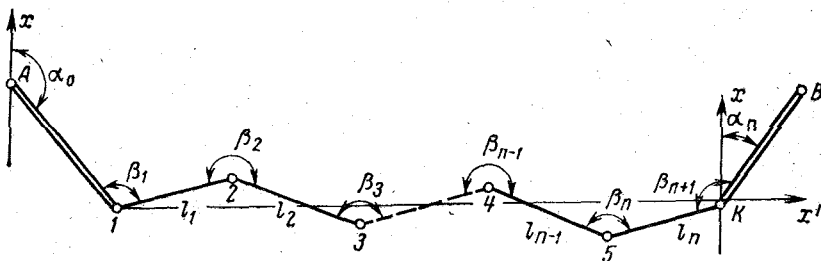


РИС. 189. Вытянутый равносторонний полигонометрический ход, проложенный между двумя твердыми сторонами

Для определения этих погрешностей введем условную систему координат, ось Ox' которой совпадает с направлением хода. Тогда

$$q'^2 = M_{y_B}^2 + M_{y_I}^2; \quad s'^2 = M_{x_B}^2 + M_{x_I}^2;$$

$$M_{x_B}^2 = \frac{m_B^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n+1} R_{0y'}^2; \quad M_{x_I}^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i^2 \cos^2 \alpha'_i + \lambda^2 L^2 \cos^2 \gamma';$$

$$M_{y_B}^2 = \frac{m_B^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n+1} R_{0x'}^2; \quad M_{y_I}^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i^2 \sin^2 \alpha'_i + \lambda^2 L^2 \sin^2 \gamma'.$$

Для вытянутого равностороннего хода можно написать:

$$\left. \begin{aligned} M_{y_I} &= 0; \quad M_{x_B} = 0; \\ q'^2 &= M_{y_B}^2 = \frac{m_B^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n+1} R_{0x'}^2; \\ s' &= \pm \sqrt{\mu^2 L + \lambda^2 L^2}. \end{aligned} \right\} \quad (\text{XIV.28})$$

Определяем значение $R_{0x'}$, помня, что $l_1 = l_2 = \dots = l_n = l$ и n — четное число сторон:

$$\sum_{i=1}^{i=n+1} R_{0x'}^2 = 2l^2 \left[1^2 + 2^2 + \dots + \left(\frac{n}{2}\right)^2 \right] = l^2 \frac{n(n+1)(n+2)}{12}.$$

Тогда

$$q'^2 = \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} l^2 \frac{n(n+1)(n+2)}{12}$$

или приближенно

$$q'^2 = \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} l^2 \frac{n^3}{12}.$$

Приняв длину всего хода $L = nl$, получим

$$q' = \pm L \frac{m_{\beta}}{\rho} \sqrt{\frac{n}{12}}. \quad (\text{XIV.29})$$

Сопоставляя формулы (XIV.23) и (XIV.29), делаем вывод о том, что предварительное уравнивание углов вытянутого полигонометрического хода уменьшает поперечную погрешность последней точки полигона примерно вдвое. Так, например, для свободного вытянутого равностороннего хода и идентичного хода с предварительно уравновешенными углами при $L = 1200$ м, $n = 40$ и $m_{\beta} = \pm 20''$ по формулам (XIV.23) и (XIV.29) получим следующие значения поперечной погрешности:

$$q = \pm 0,425 \text{ м}; \quad q' = \pm 0,212 \text{ м}.$$

Поэтому в полигонометрических ходах значительной длины следует определять дирекционные углы некоторых сторон с помощью гироскопических приборов, а приращения координат — вычислять по предварительно уравновешенным углам.

§ 122. СРЕДНЯЯ ПОГРЕШНОСТЬ ДИРЕКЦИОННОГО УГЛА ЛЮБОЙ СТОРОНЫ НЕСВОБОДНОГО ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКОГО ХОДА ПРИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНО УРАВНЕННЫХ УГЛАХ

В полигонометрическом ходе, показанном на рис. 190, значение дирекционного угла стороны cd может быть получено дважды: α' — от исходной стороны AA' с весом p_1 ; α'' — от конечной стороны BB' с весом p_2 .

Принимая число углов хода Ac равным k , общее число углов хода AB равным $n + 1$, считая углы хода измеренными равно точно со средней погрешностью m_{β} и используя выражение (XIV.16), находим:

$$m_{\alpha'} = \pm m_{\beta} \sqrt{k};$$

$$m_{\alpha''} = \pm m_{\beta} \sqrt{(n+1) - k}.$$

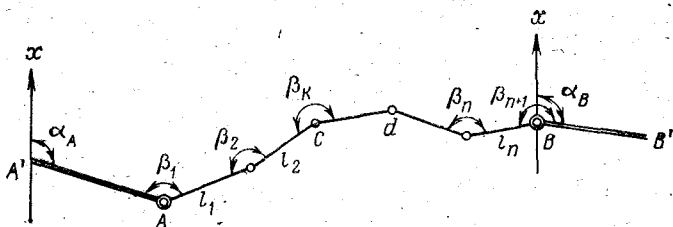


РИС. 190. Полигонометрический ход, проложенный между двумя твердыми сторонами

Отсюда веса дирекционных углов α' и α'' соответственно будут:

$$p_1 = \frac{m_B^2}{(m_{\alpha'})^2} = \frac{m_B^2}{k m_B^2}; \quad p_2 = \frac{m_B^2}{(m_{\alpha''})^2} = \frac{m_B^2}{m_B^2 [(n+1)-k]}$$

Сократив, получим

$$p_1 = \frac{1}{k}; \quad p_2 = \frac{1}{(n+1)-k}$$

Учитывая, что окончательный дирекционный угол линии находится как среднее взвешенное, получаем среднюю погрешность уравненного значения угла

$$m_{\alpha} = \pm \frac{m_B}{\sqrt{P_{\alpha}}},$$

где

$$P_{\alpha} = p_1 + p_2 = \frac{1}{k} + \frac{1}{(n+1)-k} = \frac{n+1}{k[(n+1)-k]}$$

Подставив значение P_{α} , получим

$$m_{\alpha} = \pm m_B \sqrt{\frac{k[(n+1)-k]}{n+1}} \quad (\text{XIV.30})$$

Формула (XIV.30) показывает, что уравненные значения дирекционных углов сторон полигонометрического хода определяются с разными погрешностями. Наибольшую погрешность будет иметь дирекционный угол той стороны хода, для которой имеет максимум выражение

$$y = \frac{k[(n+1)-k]}{n+1} = k - \frac{k^2}{n+1}$$

Продифференцируем выражение и приравняем его нулю:

$$\frac{\partial y}{\partial k} = 1 - \frac{2k}{n+1} = 0$$

Отсюда

$$k = \frac{n+1}{2}$$

Таким образом, с наибольшей погрешностью определяется уравненное значение дирекционного угла средней стороны хода.

§ 123. СРЕДНИЕ ПОГРЕШНОСТИ КООРДИНАТ
 КОНЕЧНОГО ПУНКТА ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКОГО ХОДА,
 ИМЕЮЩЕГО ТВЕРДЫЙ ДИРЕКЦИОННЫЙ УГОЛ
 ПРОМЕЖУТОЧНОЙ СТОРОНЫ

В маркшейдерской практике для уменьшения влияния погрешностей угловых измерений при проведении полигонометрических ходов значительной длины определяют дирекционные углы промежуточных сторон гироскопическим способом.

Пусть в полигонометрическом ходе, представленном на рис. 191, нам известен твердый дирекционный угол промежуточной стороны CD . Наличие этого твердого дирекционного угла позволяет разделить полигонометрический ход на части I и II . Для простоты

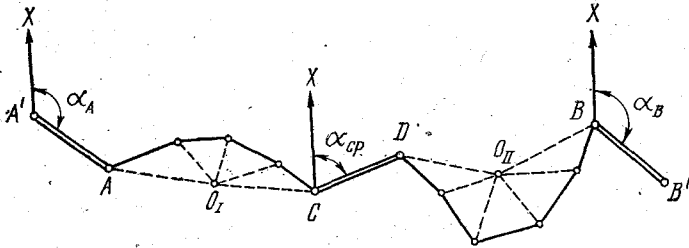


РИС. 191. Полигонометрический ход с твердым промежуточным дирекционным углом

будем считать значения дирекционных углов α_A , α_{CP} и α_B безошибочными. В этом случае, произведя предварительное уравнение углов в каждом звене и используя рассуждения, приведенные в § 120, получаем уравнения:

$$[\cos \alpha \delta l] - \frac{1}{\rho} [(y_{0_1} - y_i) \delta \beta]_I - \frac{1}{\rho} [(y_{0_2} - y_i) \delta \beta]_{II} = -f'_x;$$

$$[\sin \alpha \delta l] + \frac{1}{\rho} [(x_{0_1} - x_i) \delta \beta]_I + \frac{1}{\rho} [(x_{0_2} - x_i) \delta \beta]_{II} = -f'_y.$$

Перейдя к средним квадратическим погрешностям, получаем

$$\left. \begin{aligned} M_{x_B}^2 &= \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i \cos^2 \alpha_i + \lambda^2 L^2 \cos^2 \gamma + \\ &+ \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n_1} R_{0y_I}^2 + \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n_2} R_{0y_{II}}^2; \\ M_{y_B}^2 &= \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i \sin^2 \alpha_i + \lambda^2 L^2 \sin^2 \gamma + \\ &+ \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n_1} R_{0x_I}^2 + \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n_2} R_{0x_{II}}^2. \end{aligned} \right\} \text{(XIV.31)}$$

Таким образом, при наличии промежуточной стороны с твердым дирекционным углом для каждого звена полигона определяют свои координаты центра тяжести, относительно которых находят центральные координаты каждой из вершин соответствующего звена хода. Нетрудно определить, что значение $\sum R_{0i,II}^2$ будет значительно меньше, чем $\sum R_{0i}^2$ при отсутствии промежуточной стороны с твердым дирекционным углом. Следовательно, промежуточные стороны с твердыми дирекционными углами способствуют увеличению точности проведения подземных полигонометрических ходов.

§ 124. СРЕДНИЕ ПОГРЕШНОСТИ КООРДИНАТ ЛЮБОЙ ВЕРШИНЫ ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКОГО ХОДА, УРАВНЕННОГО В УГЛАХ И КООРДИНАТАХ

В полигонометрическом ходе (см. рис. 190) произведено полное уравнивание углов и приращений координат. Требуется определить погрешности координат точки c . Эта задача может быть решена строгим или приближенным способом. Так как строгое определение погрешности координат точек уравненного полигонометрического хода вследствие своей сложности в маркшейдерской практике не применяется, рассмотрим приближенный способ.

Определим средние погрешности координат точки c два раза: из полигонометрических ходов Ae и Bc , предварительно предположив, что в ходах AB и BA были уравнены углы.

В первом случае из хода Ac , имеющего k сторон, средние погрешности координат точки c , M_{x_1} , M_{y_1} и веса определения координат p_{x_1} , p_{y_1} , найдем по формулам:

$$M_{x_1}^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{i=k} l_i \cos^2 \alpha_i + \lambda^2 L_1^2 \cos^2 \gamma_1 + \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=k+1} R_{0y_i}^2;$$

$$M_{y_1}^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{i=k} l_i \sin^2 \alpha_i + \lambda^2 L_1^2 \sin^2 \gamma_1 + \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=k+1} R_{0x_i}^2;$$

$$p_{x_1} = \frac{1}{M_{x_1}^2}; \quad p_{y_1} = \frac{1}{M_{y_1}^2}.$$

Во втором случае из хода Bc , имеющего $n-k$ сторон, средние погрешности координат точки c и веса определения координат будут:

$$M_{x_2}^2 = \mu^2 \sum_{i=n}^{i=n-k} l_i \cos^2 \alpha_i + \lambda^2 L_2^2 \cos^2 \gamma_2 + \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{i=n+1}^{i=n+1-k} R_{0y_i}^2;$$

$$M_{y_2}^2 = \mu^2 \sum_{i=n}^{i=n-k} l_i \sin^2 \alpha_i + \lambda^2 L_2^2 \sin^2 \gamma_2 + \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{i=n+1}^{i=n+1-k} R_{0x_i}^2;$$

$$\rho_{x_2} = \frac{1}{M_{x_2}^2}; \quad \rho_{y_2} = \frac{1}{M_{y_2}^2}.$$

Веса определения координат точки c из ходов Ac и Bc соответственно будут:

$$\rho_{x_c} = \rho_{x_1} + \rho_{x_2} = \frac{1}{M_{x_1}^2} + \frac{1}{M_{x_2}^2};$$

$$\rho_{y_c} = \rho_{y_1} + \rho_{y_2} = \frac{1}{M_{y_1}^2} + \frac{1}{M_{y_2}^2}.$$

Зная, что веса обратно пропорциональны квадратам средних погрешностей, получаем:

$$\left. \begin{aligned} M_{x_c}^2 &= \frac{1}{\rho_{x_c}} = \frac{M_{x_1}^2 M_{x_2}^2}{M_{x_1}^2 + M_{x_2}^2}; \\ M_{y_c}^2 &= \frac{1}{\rho_{y_c}} = \frac{M_{y_1}^2 M_{y_2}^2}{M_{y_1}^2 + M_{y_2}^2}. \end{aligned} \right\} \quad (\text{XIV.32})$$

Общая средняя погрешность положения точки c

$$M_c = \pm \sqrt{M_{x_c}^2 + M_{y_c}^2}. \quad (\text{XIV.33})$$

Полученные формулы позволяют определить средние погрешности координат и среднюю погрешность положения любой точки рассматриваемого полигонометрического хода. При использовании указанных формул следует помнить, что они являются приближенными, так как в них не учтены средние погрешности исходных данных.

§ 125. СРЕДНИЕ ПОГРЕШНОСТИ КООРДИНАТ КОНЕЧНОГО ПУНКТА ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКОГО ХОДА С ИЗМЕРЕННЫМИ ДИРЕКЦИОННЫМИ УГЛАМИ

Для решения некоторых горнотехнических задач маркшейдерской службой создается особо точное подземное обоснование. С этой целью прокладываются специальные ходы, в которых дирекционные углы всех без исключения сторон определяются гирокомпасом, а их длины измеряются светодальномером. Рассмотрим вопрос о накоплении погрешностей планового положения пунктов в таком ходе.

Будем считать, что при гироскопических измерениях поправка гирокомпаса определяется перед началом работ и затем периодически после каждого дня работы в шахте. Для группы сторон, ориентируемых в течение одного дня, принимается общее значение поправки. Оно вычисляется как среднее из ближайшего предшествующего и последующего определений.

При такой методике результаты промежуточных определений используются в вычислении двух значений поправки — для предыдущего и последующего участка хода.

С учетом вышесказанного абсциссу конечного пункта можно выразить формулой

$$x_k = x_n + l_{11} \cos \alpha_{11} + l_{12} \cos \alpha_{12} + \dots + l_{1(n1)} \cos \alpha_{1(n1)} + \\ + l_{21} \cos \alpha_{21} + l_{22} \cos \alpha_{22} + \dots + l_{2(n2)} \cos \alpha_{2(n2)} + \dots \\ + l_{k1} \cos \alpha_{k1} + l_{k2} \cos \alpha_{k2} + \dots + l_{k(nk)} \cos \alpha_{k(nk)}, \quad (\text{XIV.34})$$

где x_n и x_k — абсциссы начального и конечного пунктов хода; α — дирекционные углы сторон, определенные гирокомпасом; l — длины сторон.

Первый индекс при l и α обозначает номер участка хода (группы сторон), ориентированного с одним значением поправки, второй — номер стороны на участке.

Выражение (XIV.34) не является функцией непосредственно измеренных величин, поскольку входящие в него дирекционные углы α не измерены, а вычислены по формуле (III.33) через величины Γ и Γ_0 . Более того, гироскопический азимут исходной стороны Γ_0 сам является функцией, ибо вычисляется как среднее из ближайших предшествующего и последующего определений. Поэтому сначала представим дирекционный угол в виде следующей функции измеренных величин:

$$\alpha_{ij} = \alpha_0 + \Gamma_{ij} - \frac{\Gamma_{0i} + \Gamma_{0(i+1)}}{2} + \delta\gamma_{ij}, \quad (\text{XIV.35})$$

где первый i и второй j индексы имеют ранее указанный смысл.

При подстановке выражения (XIV.35) в уравнение (XIV.34) величина x_k выразится как функция непосредственно измеренных величин l , Γ и Γ_0

$$x_k = x_n + l_{11} \cos \left(\alpha_0 + \Gamma_{11} - \frac{\Gamma_{01} + \Gamma_{02}}{2} + \delta\gamma_{11} \right) + \dots \\ + l_{1(n1)} \cos \left(\alpha_0 + \Gamma_{1(n1)} - \frac{\Gamma_{01} + \Gamma_{02}}{2} + \delta\gamma_{1(n1)} \right) + \\ + l_{21} \cos \left(\alpha_0 + \Gamma_{21} - \frac{\Gamma_{02} + \Gamma_{03}}{2} + \delta\gamma_{21} \right) + \dots + \\ + l_{2(n2)} \cos \left(\alpha_0 + \Gamma_{2(n2)} - \frac{\Gamma_{02} + \Gamma_{03}}{2} + \delta\gamma_{2(n2)} \right) + \dots \\ + l_{k1} \cos \left(\alpha_0 + \Gamma_{k1} - \frac{\Gamma_{0k} + \Gamma_{0(k+1)}}{2} + \delta\gamma_{k1} \right) + \dots + \\ + l_{k(nk)} \cos \left(\alpha_0 + \Gamma_{k(nk)} - \frac{\Gamma_{0k} + \Gamma_{0(k+1)}}{2} + \delta\gamma_{k(nk)} \right): \quad (\text{XIV.36})$$

Применяя к выражению (XIV.36) известные приемы теории погрешностей, получаем следующее выражение для средней квадратической погрешности конечного пункта:

$$\begin{aligned}
 M_{x_k}^2 = & m_{i_{11}}^2 \cos^2 \alpha_{11} + m_{i_{12}}^2 \cos^2 \alpha_{12} + \dots + m_{i_{1(n_1)}}^2 \cos^2 \alpha_{1(n_1)} + \\
 & + \dots + \\
 & + m_{i_{k_1}}^2 \cos^2 \alpha_{k_1} + m_{i_{k_2}}^2 \cos^2 \alpha_{k_2} + \dots + m_{i_{k(n_k)}}^2 \cos^2 \alpha_{k(n_k)} + \\
 & + \frac{m_{\Gamma_{11}}^2}{\rho^2} l_{11}^2 \sin^2 \alpha_{11} + \frac{m_{\Gamma_{12}}^2}{\rho^2} l_{12}^2 \sin^2 \alpha_{12} + \dots + \frac{m_{\Gamma_{1(n_1)}}^2}{\rho^2} l_{1(n_1)}^2 \sin^2 \alpha_{1(n_1)} + \\
 & + \dots + \\
 & + \frac{m_{\Gamma_{k_1}}^2}{\rho^2} l_{k_1}^2 \sin^2 \alpha_{k_1} + \frac{m_{\Gamma_{k_2}}^2}{\rho^2} l_{k_2}^2 \sin^2 \alpha_{k_2} + \dots + \frac{m_{\Gamma_{k(n_k)}}^2}{\rho^2} l_{k(n_k)}^2 \sin^2 \alpha_{k(n_k)} + \\
 & + \frac{m_{\Gamma_{01}}^2}{4\rho^2} (l_{11} \sin \alpha_{11} + l_{12} \sin \alpha_{12} + \dots + l_{1(n_1)} \sin \alpha_{1(n_1)})^2 + \\
 & + \frac{m_{\Gamma_{02}}^2}{4\rho^2} (l_{11} \sin \alpha_{11} + l_{12} \sin \alpha_{12} + \dots + l_{1(n_1)} \sin \alpha_{1(n_1)} + \\
 & \quad + l_{21} \sin \alpha_{21} + l_{22} \sin \alpha_{22} + l_{2(n_2)} \sin \alpha_{2(n_2)})^2 + \\
 & \quad + \dots + \\
 & + \frac{m_{\Gamma_{0k}}^2}{4\rho^2} (l_{(k-1)1} \sin \alpha_{(k-1)1} + l_{(k-1)2} \sin \alpha_{(k-1)2} + \dots + \\
 & \quad + l_{(k-1)n(k-1)} \sin \alpha_{(k-1)n(k-1)} + l_{k1} \sin \alpha_{k1} + l_{k2} \sin \alpha_{k2} + \dots + \\
 & \quad + l_{k(n_k)} \sin \alpha_{k(n_k)})^2 + \\
 & + \frac{m_{\Gamma_0}^2}{4\rho^2} (l_{k1} \sin \alpha_{k1} + l_{k2} \sin \alpha_{k2} + \dots + l_{k(n_k)} \sin \alpha_{k(n_k)})^2,
 \end{aligned}$$

(XIV.37)

где m_i — средняя квадратическая погрешность измерения стороны светодальномером; m_{Γ_0} и m_{Γ} — средние квадратические погрешности определения гироскопического азимута соответственно исходной и ориентируемых сторон.

В полученном выражении члены, отражающие погрешности измерения длин и гироскопических азимутов сторон хода, могут быть записаны значительно компактнее с использованием знаков суммы Гаусса.

Выражения в круглых скобках представляют собой суммы приращений ординат на участках хода, ориентированных с одним значением поправки. Следовательно, они могут быть заменены разностью ординат концов участка.

Среднюю квадратическую погрешность однократного определения гироскопического азимута на поверхности и в шахте можно принять одинаковой и равной m . На ориентируемой стороне делается один пуск гирокомпыаса, поэтому $m_{\Gamma} = m$. Значение Γ_0 при очередном периодическом определении может находиться как среднее из r пусков. Тогда его средняя квадратическая погрешность определится формулой

$$m_{\Gamma_0} = \frac{m}{\sqrt{r}}. \quad (\text{XIV.38})$$

С учетом вышесказанного выражение (XIV.37) примет окончательный вид

$$\begin{aligned} M_{x_k}^2 &= [m_{\Gamma}^2 \cos^2 \alpha] + \frac{m^2}{\rho^2} [l^2 \sin^2 \alpha] + \\ &+ \frac{m^2}{4\rho^2 r} [(y_{\text{кон}} - y_{\text{нач}})_1^2 + [(y_{\text{кон}} - y_{\text{нач}})_1 + (y_{\text{кон}} - y_{\text{нач}})_2]^2 + \\ &+ \dots + \\ &+ [(y_{\text{кон}} - y_{\text{нач}})_{k-1} + (y_{\text{кон}} - y_{\text{нач}})_k]^2 + (y_{\text{кон}} - y_{\text{нач}})_k^2], \end{aligned} \quad (\text{XIV.39})$$

где $(y_{\text{кон}} - y_{\text{нач}})_k$ — разность ординат концов k -го участка.

Погрешность координаты y конечного пункта выразится аналогичной формулой

$$\begin{aligned} M_{y_k}^2 &= [m_{\Gamma}^2 \sin^2 \alpha] + \frac{m^2}{\rho^2} [l^2 \cos^2 \alpha] + \\ &+ \frac{m^2}{4\rho^2 r} [(x_{\text{кон}} - x_{\text{нач}})_1^2 + [(x_{\text{кон}} - x_{\text{нач}})_1 + (x_{\text{кон}} - x_{\text{нач}})_2]^2 + \\ &+ \dots + \\ &+ [(x_{\text{кон}} - x_{\text{нач}})_{k-1} + (x_{\text{кон}} - x_{\text{нач}})_k]^2 + (x_{\text{кон}} - x_{\text{нач}})_k^2]. \end{aligned} \quad (\text{XIV.40})$$

В полученных выражениях последний член с фигурными скобками отражает влияние погрешности определения поправки гирокомпыаса. Расчеты показывают, что он играет доминирующую роль в общей погрешности, составляя обычно 80—90% ее величины. Поэтому при создании обоснования описанным методом на снижение погрешности определения поправки гирокомпыаса следует обращать особое внимание.

По сравнению с теодолитным светодальномерно-гироскопический ход обеспечивает повышение точности планового положения пунктов в 5—10 раз (в зависимости от формы и протяженности хода).

§ 126. СРЕДНЯЯ ПОГРЕШНОСТЬ
ГЕОМЕТРИЧЕСКОГО НИВЕЛИРОВАНИЯ

Общая формула. Координату z конечного пункта-свободного хода геометрического нивелирования найдем по формуле

$$z_B = z_A + \sum_{i=1}^{i=n} \Delta z_i,$$

где

$$\Delta z_i = a_i - b_i.$$

Если через m_1, m_2, \dots, m_n обозначить средние погрешности определения превышений, то

$$m_B^2 = m_A^2 + m_1^2 + m_2^2 + \dots + m_n^2.$$

При равенстве расстояний между пунктами можно положить

$$m_1 = m_2 = \dots = m_n = m_{\Delta z}.$$

Тогда

$$m_B^2 = m_A^2 + n m_{\Delta z}^2.$$

Средняя погрешность превышения при условии равенства средних погрешностей отсчета по каждой из реек составляет

$$m_{\Delta z}^2 = m_o^2 + m_\tau^2 = 2m_o^2.$$

Так как погрешность m_A не зависит от погрешностей хода, то имея в виду только их, получаем

$$m_B = \pm m_o \sqrt{2n}. \quad (\text{XIV.41})$$

Средняя погрешность отсчета по рейке зависит от четырех факторов:

- а) качества нивелира (разрешающей способности и увеличения трубы, цены деления уровня);
- б) внешних условий нивелирования (прозрачности воздуха, яркости освещения рейки);
- в) расстояния рейки от нивелира;
- г) правильности нанесения делений на рейки.

Ввиду высокой точности современного изготовления и проверки нивелирных реек в практике маркшейдерских работ следует учитывать лишь первые три фактора. Их влияние выражается в возникновении: 1) погрешности отсчета по рейке из-за погрешности визирования m_v ; 2) погрешности отсчета по рейке из-за неточной установки оси уровня в горизонтальное положение m_τ . Следовательно,

$$m_o = \pm \sqrt{m_v^2 + m_\tau^2}.$$

Из § 118 известно, что угловая погрешность визирования для шахты выражается формулой $\frac{1000}{v}$, где v — увеличение трубы нивелира.

Отсюда погрешность отсчета по рейке, отстоящей от нивелира на расстоянии l , составит

$$m_v = \frac{100''}{\rho''v} l.$$

Если через τ обозначить цену деления уровня и считать, что его ось устанавливается со средней погрешностью $\pm 0,1\tau$, то

$$m_\tau = \frac{0,1\tau}{\rho''} l.$$

Подставляя полученные значения m_v и m_τ в формулу для m_o

$$m_o = \pm \frac{l}{\rho} \sqrt{\frac{10\,000}{v^2} + 0,01\tau^2}$$

или выражая l в метрах, а m_o — в миллиметрах, получаем

$$m_o = \pm \frac{l}{2060} \sqrt{\frac{1\,000\,000}{v^2} + \tau^2}. \quad (\text{XIV.42})$$

Известно, что в каждом нивелире должно быть соблюдено соответствие между ценой деления уровня и увеличением трубы, т. е. необходимо, чтобы

$$0,1\tau \leq \frac{100}{v}.$$

Отсюда

$$\tau \leq \frac{1000}{v}; \quad v \leq \frac{1000}{\tau}.$$

Заменив последние неравенства соответствующими равенствами и подставив их последовательно в формулу (XIV.42), получим два выражения:

$$m_o = \pm \frac{l}{2060} \sqrt{\frac{1\,000\,000}{v^2} + \frac{1\,000\,000}{v^2}} = \pm \frac{\sqrt{2}}{2,06} \frac{l}{v};$$

$$m_o = \pm \frac{l}{2060} \sqrt{\frac{1\,000\,000}{1\,000\,000} \tau^2 + \tau^2} = \pm \frac{\sqrt{2}}{2060} l\tau.$$

Отсюда

$$m_o = \pm 0,7 \frac{l}{v}. \quad (\text{XIV.43})$$

или

$$m_o = \pm 0,0007l\tau. \quad (\text{XIV.44})$$

В формулах (XIV.43) и (XIV.44), как и во всех предыдущих, m_o выражено в миллиметрах, l — в метрах, τ — в секундах.

Исследования показывают, что вычисленная по формулам (XIV.43) и (XIV.44) средняя погрешность отсчета по рейке имеет преуменьшенное значение, так как здесь не учитывается влияние условий нивелирования.

§ 127. СРЕДНЯЯ ПОГРЕШНОСТЬ
ТРИГОНОМЕТРИЧЕСКОГО НИВЕЛИРОВАНИЯ

В тригонометрическом нивелировании превышение одного пункта над другим определяется по формуле

$$\Delta z = L \sin \delta + i - v.$$

Средняя погрешность одного определения Δz составит

$$m_{\Delta z} = \pm \sqrt{\left(\frac{m_{\delta}}{\rho} L \cos \delta\right)^2 + (m_L \sin \delta)^2 + m_i^2 + m_v^2}. \quad (\text{XIV.45})$$

Превышение конечного пункта над начальным находят как сумму превышений промежуточных точек:

$$\Delta z_{AB} = \Delta z_1 + \Delta z_2 + \dots + \Delta z_n.$$

Отсюда погрешность всего хода тригонометрического нивелирования

$$M_{\Delta z}^2 = m_{\Delta z_1}^2 + m_{\Delta z_2}^2 + \dots + m_{\Delta z_n}^2.$$

Подставляя в последнюю формулу значения $m_{\Delta z}$ из формулы (XIV.45) и учитывая, что $m_L^2 = \mu^2 L + \lambda^2 L^2$, получаем

$$M_{\Delta z}^2 = \frac{m_{\delta}^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n} L^2 \cos^2 \delta + nm_i^2 + nm_v^2 + \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} L \sin^2 \delta + \lambda^2 \sum_{i=1}^{i=n} L^2 \sin^2 \delta. \quad (\text{XIV.46})$$

В случае примерного равенства длин и углов наклона сторон хода тригонометрического нивелирования

$$M_{\Delta z} = \pm m_{\Delta z} \sqrt{n}, \quad (\text{XIV.47})$$

где $m_{\Delta z}$ — определяется по формуле (XIV.45).

При определении каждого превышения дважды (вперед и обратно)

$$M'_{\Delta z} = \pm m_{\Delta z} \sqrt{\frac{n}{2}}. \quad (\text{XIV.48})$$

В формуле средней погрешности тригонометрического нивелирования отражено возможное влияние рефракции, так как этот вопрос для подземных условий изучен недостаточно. Входящие в формулы средние погрешности измерения длины сторон и углов наклона определяют по соответствующим формулам, рассмотренным выше. Что касается погрешностей m_i и m_v , то следует принять

$$m_i = m_v = \pm(2 \div 3) \text{ мм.}$$

Погрешности измерения отрезков i и v полностью входят в погрешность превышения и составляют значительную ее часть. Опасное влияние погрешностей m_i и m_v часто недоучитывается. Измеряя довольно точно углы наклона и длину сторон, маркшейдеры нередко ограничиваются грубым измерением отрезков i и v , что совершенно недопустимо.

Глава XV

УРАВНИВАНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКИХ И НИВЕЛИРНЫХ ХОДОВ

§ 128. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ УРАВНИВАНИИ ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКИХ И НИВЕЛИРНЫХ ХОДОВ

По мере проведения горных выработок и маркшейдерских съемок могут образоваться отдельные замкнутые полигонометрические и нивелирные ходы и системы ходов, имеющих соприкасающиеся звенья и узловые точки. В этих случаях возникает необходимость уравнивания полигонометрических и нивелирных ходов. Основной целью уравнивания является распределение невязок, образовавшихся из-за погрешностей измерения угловых и линейных элементов полигонометрического хода или превышений нивелирного хода, между отдельными звеньями сети. При уравнивании достигается некоторое, весьма незначительное увеличение точности определения геометрических элементов ходов, что обусловлено небольшим числом избыточных измерений. Следует помнить, что уравниванию подлежат только те полигонометрические и нивелирные ходы, невязки которых не превышают допусков технической инструкции по производству маркшейдерских работ.

Уравнивание отдельных полигонометрических и нивелирных ходов может быть произведено строгим или упрощенным способом. Строгое уравнивание отдельных ходов следует применять лишь для ходов повышенной точности, прокладываемых при решении наиболее ответственных маркшейдерских задач. Методика строгого уравнивания отдельных полигонометрических и нивелирных ходов рассматривалась в курсе «Высшая геодезия».

Для уравнивания систем подземных полигонометрических ходов шахты применяют приближенные раздельные способы, в которых вначале уравнивают результаты угловых измерений, а затем приращения координат по каждой из осей.

Уравнивание систем полигонометрических и нивелирных ходов можно производить одним из следующих способов: полигонов, последовательных приближений, узлов, эквивалентной замены.

§ 129. УПРОЩЕННЫЙ СПОСОБ УРАВНИВАНИЯ
ОТДЕЛЬНЫХ ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКОГО
И НИВЕЛИРНОГО ХОДОВ

В зависимости от вида полигонометрических и нивелирных ходов (проложенные дважды, замкнутые, опирающиеся на две жесткие стороны и точки и др.) применяют различный порядок их уравнивания.

Уравнивание висячих полигонометрических ходов, проложенных дважды по одним и тем же точкам.

1. По непосредственно измеренным углам и длинам сторон вычисляют дирекционные углы сторон и координаты всех точек из первого и второго ходов.

2. Вычисляют угловую невязку f_{β} и невязки f_x, f_y в координатах последней точки и сравнивают ее с допустимой величиной:

$$\begin{aligned} f_{\beta} &= \alpha'_k - \alpha''_k; \quad f_{\beta} \leq f_{\beta_{\text{доп}}}; \\ f_x &= x'_k - x''_k; \quad f_l = \sqrt{f_x^2 + f_y^2}; \\ f_y &= y'_k - y''_k; \quad \frac{f_l}{p} \leq \frac{1}{N_{\text{доп}}}, \end{aligned}$$

где p — периметр двойного полигонометрического хода.

Значения допустимых невязок $f_{\beta_{\text{доп}}}$ и $\frac{1}{N_{\text{доп}}}$ принимают в соответствии с требованиями технической инструкции по производству маркшейдерских работ для соответствующего разряда полигонометрического хода.

3. Убедившись в допустимости невязок, вычисляют средние значения дирекционных углов сторон и координат точек.

В том случае, если полигонометрические ходы по выработке прокладывались между системами постоянных пунктов по разным точкам, после получения средних значений дирекционных углов сторон и координат точек, одновременно принадлежащих двум ходам, каждую ветвь уравнивают как полигон, опирающийся на две жесткие стороны и точки.

Уравнивание висячих нивелирных ходов, проложенных дважды по одним и тем же точкам:

1. По измеренным превышениям вычисляют отметки всех точек из первого и второго нивелирных ходов.

2. Вычисляют невязку в превышениях последней точки хода и сравнивают ее с допустимой величиной:

$$f_h = z'_k - z''_k; \quad f_h \leq f_{h_{\text{доп}}},$$

где z'_k, z''_k — отметки последней точки из первого и второго нивелирных ходов.

3. Убедившись в допустимости невязки, вычисляют средние значения отметок точек нивелирного хода.

Уравнивание замкнутого полигона.

1. Определяют угловую невязку полигона и в случае ее допустимости распределяют поровну на все углы полигонометрического хода. Знак поправки принимается обратным знаком невязки.

2. По исправленным углам вычисляют дирекционные углы сторон, а затем приращения координат.

3. Находят невязки f_x, f_y , линейную f_l и относительную $\frac{f_l}{p}$ невязки. Последнюю сравнивают с допустимой величиной.

4. Невязки f_x, f_y распределяют на приращения координат пропорционально длинам сторон хода l_i . Поправки к приращениям координат определяют по формулам:

$$\delta x_i = -\frac{f_x}{p} l_i; \quad \delta y_i = -\frac{f_y}{p} l_i,$$

где p — периметр хода.

5. Вычисляют исправленные приращения координат и координаты всех точек полигонометрического хода.

Уравнивание замкнутого нивелирного хода.

1. Определяют невязку нивелирного хода f_h и сравнивают ее с допустимой величиной.

2. Невязку f_h распределяют на превышения точек пропорционально длине сторон хода.

3. Вычисляют исправленные превышения и отметки всех точек нивелирного хода.

Уравнивание полигонометрических ходов, опирающихся на две жесткие стороны и точки, производят аналогично замкнутому полигонометрическому ходу. В этом случае невязки в углах и приращениях координат определяют по формулам:

$$f_\beta = \sum_{i=1}^{i=n+1} \beta_{л_i} \pm (n+1) 180^\circ - (\alpha_n - \alpha_n);$$

$$f_x = \sum_{i=1}^{i=n} \Delta x_i - (x_n - x_n); \quad f_y = \sum_{i=1}^{i=n} \Delta y_i - (y_n - y_n),$$

где α_n, α_n — жесткие дирекционные углы начальной и конечной сторон хода; x_n, y_n, x_n, y_n — жесткие координаты начальной и конечной точек хода; $\beta_{л_i}$ — измеренные углы левые по ходу; $\Delta x_i, \Delta y_i$ — приращения координат точек; n — число сторон полигонометрического хода.

В практике встречаются также полигонометрические ходы, прокладываемые между сторонами, дирекционные углы которых определены из геометрического или гироскопического ориентирования. В этом случае угловую невязку распределяют на дирекционные углы начальной и конечной сторон и измеренные углы хода обратно пропорционально их весам.

Примем за погрешность единицы веса погрешность измерения одного угла m_{β} . Тогда погрешность суммы углов хода, содержащего n равноточно измеренных углов, будет

$$m_{[\beta]} = \pm m_{\beta} \sqrt{n}.$$

Определим веса $\rho_{[\beta]}$ суммы углов и ρ_{α_H} , ρ_{α_K} дирекционных углов опорных сторон:

$$\rho_{[\beta]} = \frac{m_{\beta}^2}{m_{\beta}^2 n} = \frac{1}{n};$$

$$\rho_{\alpha_H} = \frac{m_{\beta}^2}{m_{\alpha_H}^2}; \quad \rho_{\alpha_K} = \frac{m_{\beta}^2}{m_{\alpha_K}^2},$$

где m_{α_H} , m_{α_K} — средние погрешности определения дирекционных углов опорных сторон.

При определении весов $\rho_{[\beta]}$, ρ_{α_H} , ρ_{α_K} значения m_{β} , m_{α_H} , m_{α_K} принимаются в соответствии с требованиями технической инструкции по производству маркшейдерских работ. Величины поправок к измеренным углам и дирекционным углам определяются по формулам:

$$\delta_{\beta} = \frac{-f_{\beta}}{\frac{1}{\rho_{[\beta]}} + \frac{1}{\rho_{\alpha_H}} + \frac{1}{\rho_{\alpha_K}}};$$

$$\delta_{\alpha_H} = \frac{-f_{\beta}}{\frac{1}{\rho_{[\beta]}} + \frac{1}{\rho_{\alpha_H}} + \frac{1}{\rho_{\alpha_K}}} \frac{1}{\rho_{\alpha_H}};$$

$$\delta_{\alpha_K} = \frac{-f_{\beta}}{\frac{1}{\rho_{[\beta]}} + \frac{1}{\rho_{\alpha_H}} + \frac{1}{\rho_{\alpha_K}}} \frac{1}{\rho_{\alpha_K}},$$

где f_{β} — угловая невязка хода; δ_{β} , δ_{α_H} , δ_{α_K} — соответственно поправки к измеренным углам и дирекционным углам начальной и конечной сторон хода.

В том случае, если полигонометрический ход проложен от жесткой стороны и точки до точки с жесткими координатами, уравнивают только приращения координат.

Уравнивание полигонометрических ходов, проложенных между пунктами с жесткими координатами, производится при ориентировании подземной съемки через два вертикальных шахтных ствола. Методика вычислений ориентировки через два ствола и порядок упрощенного уравнивания такого полигонометрического хода рассмотрены в первой части настоящего курса.

§ 130. УРАВНИВАНИЕ СЕТИ ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКИХ И НИВЕЛИРНЫХ ХОДОВ ПО СПОСОБУ ПОЛИГОНОВ

Сущность способа. В способе полигонов уравнивание углов, приращений координат и превышений производится раздельно. Сущность способа рассмотрим на примере уравнивания равноточно измеренных углов сети полигонометрических ходов. Об уравнивании неравноточных углов, приращений координат и превышений будут даны лишь необходимые пояснения.

Пусть требуется произвести уравнивание равноточно измеренных углов сети, состоящей из трех полигонов (рис. 192).

Принимаем следующие обозначения:

I, II, III — номера ходов;

A, B, C — узловые точки;

n_1, n_2, n_3 — число сторон (углов) несоприкасающихся звеньев соответствующих ходов;

$n_{1,2}, n_{2,3}, n_{1,3}$ — число сторон (углов) соприкасающихся звеньев соответствующих ходов;

v_1, v_2, v_3 — угловые невязки отдельных ходов;

x_1, x_2, x_3 — вероятные поправки к одному углу хода;

$\frac{x_1}{2}, \frac{x_2}{2}, \frac{x_3}{2}$ — вероятные поправки к одному направлению.

Если бы каждый из трех ходов был независим от других, то поправки к углам определились бы путем распределения невязки данного хода на все его углы поровну. Однако такое решение будет неправильным для случая совместного уравнивания трех ходов, так как уравнивание углов одного хода неизбежно изменит невязку смежных ходов.

В самом деле, первый ход имеет общее звено BD со вторым ходом. Если каждый из углов второго хода получит поправку $+x_2$, то в результате этого каждый из углов звена BD первого хода изменит свою величину на $-x_2$. Тогда невязка первого хода после уравнивания углов второго хода будет

$$v'_1 = v_1 - n_{1,2}x_2.$$

Уравнивание углов третьего хода, имеющего общее звено AD с первым ходом, вновь изменит невязку первого хода, которая будет

$$v''_1 = v'_1 - n_{1,3}x_3 = v_1 - n_{1,2}x_2 - n_{1,3}x_3.$$

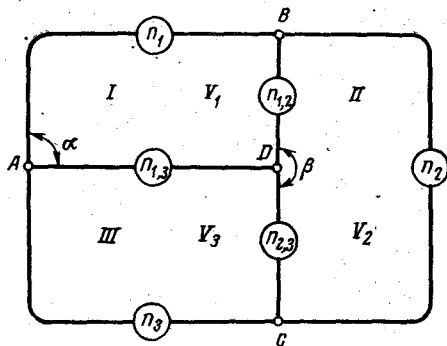


РИС. 192. Полигонометрические ходы, углы которых подлежат уравниванию

Теперь напишем выражение для распределения невязки v_1'' на углы первого хода

$$x_1 = \frac{-v_1''}{n_1 + n_{1,2} + n_{1,3}} = \frac{-v_1 + n_{1,2}x_2 + n_{1,3}x_3}{n_1 + n_{1,2} + n_{1,3}}$$

Отсюда получим уравнение, выражающее условие уничтожения невязки v_1 в первом ходе:

$$(n_1 + n_{1,2} + n_{1,3})x_1 - n_{1,2}x_2 - n_{1,3}x_3 + v_1 = 0.$$

Повторив аналогичные рассуждения, можем получить уравнения для второго и третьего ходов.

Таким образом, для рассматриваемой нами сети полигонометрических ходов будет получено три уравнения невязок:

$$\left. \begin{aligned} (n_1 + n_{1,2} + n_{1,3})x_1 - n_{1,2}x_2 - n_{1,3}x_3 + v_1 &= 0; \\ -n_{1,2}x_1 + (n_2 + n_{1,2} + n_{2,3})x_2 - n_{2,3}x_3 + v_2 &= 0; \\ -n_{1,3}x_1 - n_{2,3}x_2 + (n_3 + n_{1,3} + n_{2,3})x_3 + v_3 &= 0. \end{aligned} \right\} \quad (\text{XV.1})$$

Указанные уравнения можно легко составить по схеме ходов, пользуясь следующим правилом: коэффициенты при x_1 в первом уравнении, при x_2 во втором уравнении, при x_3 в третьем уравнении и т. д. представляют общее число углов соответствующего хода и имеют знак плюс. Остальные коэффициенты тех же уравнений представляют число сторон того же хода, общих со смежным, и имеют знак минус. Свободными членами уравнений являются невязки.

Общее число уравнений для данной сети полигонов r определяют по формуле

$$r = s + k - 1,$$

где s — число замкнутых ходов; k — число твердых точек или направлений (при отсутствии в сети твердых точек или направлений одна узловая точка или одно направление считаются твердыми условно).

Система уравнений невязок может быть решена любым из известных способов. Из решения получим величины вероятных поправок x_1, x_2, x_3 .

При введении поправок в измеренные углы надлежит руководствоваться следующими указаниями:

1. Все углы независимых звеньев (за исключением углов при узловых точках) исправляют на вычисленную величину x .

2. Углы, принадлежащие одновременно двум смежным ходам, исправляют на разность поправок углов обоих ходов. Так, например, для углов звена BD первого полигона поправка будет $x_1 - x_2$, для тех же углов звена BD второго полигона $x_2 - x_1$.

3. Поправки углов при узловых точках определяются с учетом того, в какие полигоны входят их стороны. Так, например, для угла α поправка будет

$$x_\alpha = \frac{x_1}{2} + \frac{x_2}{2} - \frac{x_3}{2} = x_1 - \frac{x_3}{2},$$

где $\frac{x_1}{2}$ и $\frac{x_2}{2}$ — соответственно поправки к одному направлению для первого и третьего полигонов.

Аналогично для угла β

$$x_\beta = \frac{x_2}{2} + \frac{x_2}{2} - \frac{x_1}{2} - \frac{x_3}{2} = x_2 - \frac{x_1}{2} - \frac{x_3}{2} \text{ и т. д.}$$

Контроль правильности выполнения уравнильных вычислений заключается в том, что сумма поправок к углам данного хода должна равняться невязке с обратным знаком.

Решение уравнений методом последовательных приближений. Для сети ходов, изображенной на рис. 193, напишем уравнения невязок:

$$\left. \begin{aligned} N_1 x_1 - n_{1,2} x_2 + v_1 &= 0; \\ -n_{1,2} x_1 + N_2 x_2 + v_2 &= 0, \end{aligned} \right\} \text{(XV.2)}$$

где

$$N_1 = n_1 + n_{1,2}; \quad N_2 = n_2 + n_{1,2}.$$

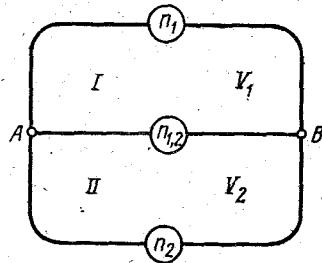


РИС. 193. Два полигонометрических хода

Заметим, что коэффициенты при x_1 в первом уравнении и x_2 во втором уравнении представляют общее число углов соответствующего хода, тогда как остальные коэффициенты тех же уравнений — число сторон хода, общих со смежным ходом. Вследствие указанного коэффициенты первой группы будут всегда больше коэффициентов второй группы. Учитывая это, отбрасываем в уравнениях поправки с малыми коэффициентами. При этом условии в первом приближении получим:

$$(x_1) = -\frac{v_1}{N_1}; \quad (x_2) = -\frac{v_2}{N_2}.$$

Для получения вероятных поправок к полученным приближенным значениям добавим свои поправки:

$$x_1 = (x_1) + x_1' = -\frac{v_1}{N_1} + x_1';$$

$$x_2 = (x_2) + x_2' = -\frac{v_2}{N_2} + x_2'.$$

Подставив значения x_1 и x_2 в уравнения (XV.2), получим:

$$\left. \begin{aligned} N_1 x_2' - n_{1,2} x_2' + \frac{n_{1,2}}{N_2} v_2 &= 0; \\ -n_{1,2} x_1' + N_2 x_2' + \frac{n_{1,2}}{N_1} v_1 &= 0. \end{aligned} \right\} \quad (\text{XV.3})$$

Обозначим:

$$\frac{n_{1,2}}{N_2} v_2 = v_1'; \quad \frac{n_{1,2}}{N_1} v_1 = v_2'.$$

Тогда

$$\left. \begin{aligned} N_1 x_1' - n_{1,2} x_2' + v_1' &= 0; \\ -n_{1,2} x_1' + N_2 x_2' + v_2' &= 0. \end{aligned} \right\} \quad (\text{XV.4})$$

Сравнивая начальную систему уравнений с полученной, видим, что они отличаются лишь свободными членами, которые в преобразованной системе меньше, чем в исходной. Положив далее, что

$$\begin{aligned} x_1' &= (x_1') + x_1'' = -\frac{v_1'}{N_1} + x_1''; \\ x_2' &= (x_2') + x_2'' = -\frac{v_2'}{N_2} + x_2'', \end{aligned}$$

и подставив эти значения в уравнение (XV.4), получим новую систему уравнений:

$$\begin{aligned} N_1 x_1'' - n_{1,2} x_2'' + v_1'' &= 0; \\ -n_{1,2} x_1'' + N_2 x_2'' + v_2'' &= 0, \end{aligned}$$

где

$$v_1'' = \frac{n_{1,2}}{N_2} v_1'; \quad v_2'' = \frac{n_{1,2}}{N_1} v_2'.$$

Аналогичные вычисления продолжим до тех пор, пока свободные члены уравнений v_1'' и v_2'' не обратятся в нули или в величины, меньшие желаемой величины.

Из изложенного следует, что

$$\left. \begin{aligned} x_1 &= -\frac{1}{N_1} (v_1 + v_1' + v_1'' + \dots + v_1^{(i)}); \\ x_2 &= -\frac{1}{N_2} (v_2 + v_2' + v_2'' + \dots + v_2^{(i)}); \end{aligned} \right\} \quad (\text{XV.5})$$

$$v_1' = \frac{n_{1,2}}{N_2} v_2; \quad v_1'' = \frac{n_{1,2}}{N_2} v_2'; \quad v_1''' = \frac{n_{1,2}}{N_2} v_2'' \text{ и т. д.}$$

$$v_2' = \frac{n_{1,2}}{N_1} v_1; \quad v_2'' = \frac{n_{1,2}}{N_1} v_1'; \quad v_2''' = \frac{n_{1,2}}{N_1} v_1'' \text{ и т. д.}$$

Используя выражения (XV.5), находим значения суммарных поправок к отдельным звеньям ходов.

Суммарная поправка к углам несоприкасающегося звена первого хода будет $n_1 x_1$. Подставив значение x_1 , получим

$$n_1 x_1 = -\frac{n_1}{N_1} (v_1 + v'_1 + v''_1 + \dots + v_1^i). \quad (\text{XV.6})$$

Аналогично для несоприкасающегося звена второго хода

$$n_2 x_2 = -\frac{n_2}{N_2} (v_2 + v'_2 + v''_2 + \dots + v_2^i).$$

Суммарная поправка к углам соприкасающегося звена AB первого хода будет $n_{1,2} (x_1 - x_2)$. Подставив значения x_1 и x_2 , получим

$$\begin{aligned} n_{1,2} (x_1 - x_2) = & -\frac{n_{1,2}}{N_1} (v_1 + v'_1 + v''_1 + \dots + v_1^i) + \\ & + \frac{n_{1,2}}{N_2} (v_2 + v'_2 + v''_2 + \dots + v_2^i). \end{aligned} \quad (\text{XV.7})$$

Точно так же найдем поправки к углам соприкасающегося звена AB второго хода

$$\begin{aligned} n_{1,2} (x_2 - x_1) = & -\frac{n_{1,2}}{N_2} (v_2 + v'_2 + v''_2 + \dots + v_2^i) + \\ & + \frac{n_{1,2}}{N_1} (v_1 + v'_1 + v''_1 + \dots + v_1^i). \end{aligned}$$

Отношения $\frac{n_1}{N_1}$, $\frac{n_{1,2}}{N_1}$, $\frac{n_2}{N_2}$, $\frac{n_{1,2}}{N_2}$, входящие в эти выражения, называются красными числами, которые представляют собой величины, обратные весу звена.

Рассматривая методику решения уравнений невязок способом последовательных приближений, замечаем, что суммарные поправки к звеньям ходов могут быть получены без предварительного составления уравнений невязок и определения неизвестных x . Указанное в значительной степени упрощает весь ход уравнивания сетей ходов.

Все уравнительные вычисления в этом способе производят на схеме полигонометрических ходов.

Оценка точности по результатам уравнивания. После выполнения уравнительных вычислений необходимо произвести оценку точности элементов данной сети полигонометрических ходов. Для этого определяются:

1. Средняя квадратическая погрешность единицы веса

$$\mu = \pm \sqrt{\frac{\delta^2}{n}}, \quad (\text{XV.8})$$

где δ — суммарные поправки на звенья; n — число сторон в звене или периметр звена; r — число независимых условных уравнений сети теодолитных ходов.

2. Средняя квадратическая погрешность уравненного угла

$$m_{\beta} = \pm \mu \sqrt{1 - \frac{r}{[n]}}, \quad (\text{XV.9})$$

где $[n]$ — общее число сторон (углов) сети полигонов.

3. Средняя квадратическая погрешность уравненной суммы углов в звене со средним числом сторон

$$m_{\beta_{\text{ср}}} = \pm \mu \sqrt{\left(1 - \frac{r}{q}\right) \frac{[n]}{q}}, \quad (\text{XV.10})$$

где q — число звеньев сети; $\frac{[n]}{q}$ — среднее число сторон в звене.

4. Средняя величина, обратная весу уравненного угла,

$$\left(\frac{1}{p}\right)_{\text{ср}} = 1 - \frac{r}{[n]}. \quad (\text{XV.11})$$

Указанные формулы могут быть применены также для оценки точности приращений координат. Однако следует помнить, что оценка их точности по результатам уравнивания делается не совсем строго, так как уравнивание производится раздельно.

Уравнивание приращений координат и превышений. В способе полигонов (В. В. Попова) приращения координат по каждой из координатных осей уравнивают самостоятельно. Веса измерения отдельных сторон и звеньев хода принимают обратно пропорциональными их длинам. Все уравнивательные вычисления производят на схеме, подобной той, которая составлялась при уравнивании углов. При этом:

а) в таблицы невязок каждого полигона вносят невязки приращений координат по одной из осей или превышений;

б) у каждого звена сети вместо числа сторон n подписывают его периметр, т. е. сумму длин его сторон между узловыми точками.

Дальнейший порядок вычислений остается тот же, что и при уравнивании углов.

Уравнивание сетей, опирающихся на твердые данные. До сих пор рассматривалась свободная сеть подземных ходов, т. е. таких, в которых нет точек, углов или направлений, не подлежащих изменению при уравнивании. Между тем в маркшейдерской съемке, подчиненной принципу перехода от общего к частному, часто подлeжит уравниванию сеть ходов, опирающихся на твердые данные. Наличие в уравниваемой сети твердых данных не нарушает общего хода способа полигонов, но вносит ряд дополнительных элементов, которые рассмотрим на следующем примере.

Пусть требуется произвести уравнивание по одной из координатных осей приращения координат сети, состоящей из четырех замкнутых ходов и имеющей две твердые точки A и C с координатами, которые не подлежат изменению (рис. 194). Периметр каждого звена обозначен через n_1, n_2 и т. д.

Если бы дополнительное условие в виде двух твердых точек (А и С) отсутствовало, то следовало бы составить четыре уравнения невязок. Наличие же твердых точек вводит новое условие, которое может быть представлено в виде пятого уравнения невязок.

Допустим на время, что ход между твердыми точками АС самостоятелен; тогда невязки приращений координат были бы распределены пропорционально длинам его сторон. Однако этого сделать нельзя, так как ход АС не самостоятелен. На участке АВ он граничит с третьим ходом, в силу чего уравнивание этого хода изменит невязки хода АС. На участке ВС ход граничит с четвертым ходом, уравнивание которого также изменит невязки хода АС. Таким образом, невязка хода АС, подлежащая распределению, будет не v_5 , а $v_5 - n_{3,5}x_3 - n_{4,5}x_4$. Поправка на единицу периметра хода

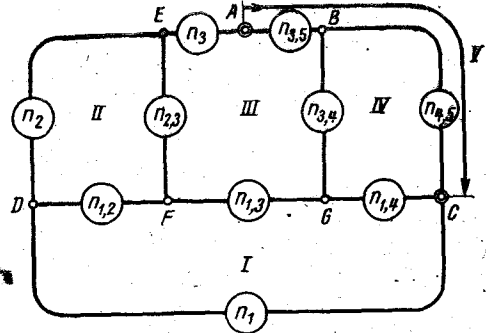


РИС. 194. Схема четырех замкнутых полигометрических ходов, имеющих две твердые точки А и С

$$x_5 = - \frac{v_5 - n_{3,5}x_3 - n_{4,5}x_4}{N_5},$$

где

$$N_5 = n_{3,5} + n_{4,5}.$$

Отсюда искомое пятое уравнение невязок будет

$$- n_{3,5}x_3 - n_{4,5}x_4 + N_5x_5 + v_5 = 0.$$

Подобным же образом при составлении уравнений третьего и четвертого хода, соприкасающихся с ходом АС, должна быть учтена поправка x_5 . Отсюда всю систему пяти уравнений невязок для рассматриваемой сети полигонов напишем в виде:

$$\begin{aligned} N_1x_1 - n_{1,2}x_2 - n_{1,3}x_3 - n_{1,4}x_4 + v_1 &= 0; \\ - n_{1,2}x_1 + N_2x_2 - n_{2,3}x_3 + v_2 &= 0; \\ - n_{1,3}x_1 - n_{2,3}x_2 + N_3x_3 - n_{3,4}x_4 - n_{3,5}x_5 + v_3 &= 0; \\ - n_{1,4}x_1 - n_{3,4}x_3 + N_4x_4 - n_{4,5}x_5 + v_4 &= 0; \\ - n_{3,5}x_3 - n_{4,5}x_4 + N_5x_5 + v_5 &= 0. \end{aligned}$$

При составлении пятого уравнения вместо хода АВС можно было принять любой другой ход между точками А и С. Однако для упрощения вычислений выгоднее избрать тот путь, при котором имеет место соприкосновение с меньшим числом замкнутых ходов.

Уравнения невязок, образованные для сети ходов, имеющих твердые данные, лучше решать непосредственно (алгебраически), так как в данном случае метод последовательных приближений, требующий составления отчетливого схематического чертежа, становится несколько затруднительным.

Заметим, что при увязке углов сети подземных полигонов твердыми могут быть направления сторон, дирекционные углы которых определены из ориентирования подземной съемки через отдельные шахты или гироскопическим способом.

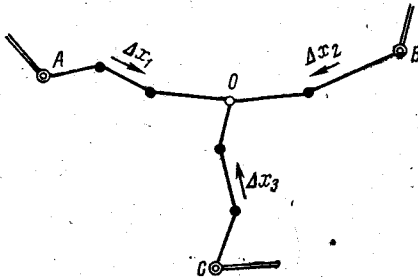


РИС. 195. Схема полигонометрических ходов с одной узловой точкой

§ 131. УРАВНИВАНИЕ СЕТИ ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКИХ И НИВЕЛИРНЫХ ХОДОВ СПОСОБОМ УЗЛОВ

Для уравнивания сложных сетей полигонометрических ходов, имеющих ряд узловых точек и опирающихся на жесткие пункты и направления, В. В. Попов рекомендует применять способ узлов, где, как и в способе полигонов, производится раздельное уравнивание углов и приращений координат по каждой из осей.

Рассмотрим сущность указанного способа на примерах уравнивания приращений координат ходов с одной и несколькими узловыми точками.

Сеть с одной узловой точкой. Пусть требуется уравнять сеть полигонометрических ходов с одной узловой точкой O , опирающихся на пункты A, B, C с твердыми координатами (рис. 195).

Принимаем следующие обозначения:

X_A, X_B, X_C — координаты твердых точек;

$\Delta x_1, \Delta x_2, \Delta x_3$ — приращения координат соответствующих полигонометрических ходов;

p_1, p_2, p_3 — веса полигонометрических ходов.

Координата x узловой точки O может быть получена три раза:

$$x'_O = X_A + \Delta x_1;$$

$$x''_O = X_B + \Delta x_2;$$

$$x'''_O = X_C + \Delta x_3.$$

Вероятное значение координаты X точки O найдем по формуле

$$X_O = \frac{x'_O p_1 + x''_O p_2 + x'''_O p_3}{p_1 + p_2 + p_3}. \quad (\text{XV.12})$$

Примем

$$X_O = x_O + \delta x,$$

где x_0 — приближенное значение координаты точки O , за которое может быть принято любое значение; δx — вероятная поправка.

Подставим принятое выражение X_0 и значения x'_0, x''_0, x'''_0 в формулу (XV.12). Тогда получим

$$(p_1 + p_2 + p_3)(x_0 + \delta x) = (X_A + \Delta x_1)p_1 + (X_B + \Delta x_2)p_2 + (X_C + \Delta x_3)p_3$$

или

$$(p_1 + p_2 + p_3)\delta x - p_1(X_A + \Delta x_1 - x_0) - p_2(X_B + \Delta x_2 - x_0) - p_3(X_C + \Delta x_3 - x_0) = 0.$$

Примем следующие обозначения:
- вес узловой точки O

$$P = p_1 + p_2 + p_3;$$

невязки звеньев:

$$v_1 = X_A + \Delta x_1 - x_0;$$

$$v_2 = X_B + \Delta x_2 - x_0;$$

$$v_3 = X_C + \Delta x_3 - x_0;$$

невязка узла

$$V = p_1 v_1 + p_2 v_2 + p_3 v_3.$$

Тогда

$$P\delta x - V = 0. \quad (\text{XV.13})$$

Таким образом, для сети полигонов с одной узловой точкой получили одно уравнение, решение которого позволит определить вероятную поправку δx , а затем X_0 .

Окончательные невязки ходов определяем как

$$f_{x_1} = x'_0 - X_0; f_{x_2} = x''_0 - X_0; f_{x_3} = x'''_0 - X_0.$$

Распределяем их на приращения каждого хода пропорционально длинам сторон.

Сеть с несколькими узловыми точками.

Для уравнивания координат сети ходов, имеющей четыре узловых (1, 2, 3, 4) и две твердых (A, B) точки (рис. 196), применим методику, аналогичную той, по которой уравнивалась сеть с одной узловой точкой. Обозначим:

X_A, X_B — координаты твердых точек;

$\Delta x_{1,2}; \Delta x_{2,3}; \Delta x_{3,4}$ и т. д. — суммарные приращения координат по звеньям;

$p_{1,2}; p_{2,3}; p_{3,4}$ и т. д. — веса приращений координат;

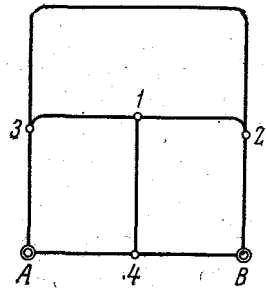


РИС. 196. Схема полигонометрических ходов с четырьмя узловыми и двумя твердыми точками

x_1, x_2, x_3, x_4 — приближенные значения координат узловых точек;
 $\delta x_1, \delta x_2, \delta x_3, \delta x_4$ — вероятные поправки к приближенным значениям;
 X_1, X_2, X_3, X_4 — вероятные значения координат узловых точек.

Вычислим приближенные значения координат узловых точек, приняв за исходные твердые точки, а при их отсутствии — координату одной из узловых точек:

$$\begin{aligned} x'_2 &= X_B + \Delta x_{b, 2}; & x'_1 &= x'_2 + \Delta x_{2, 1}; \\ x'_3 &= X_A + \Delta x_{a, 3}; & x'_4 &= X_A + \Delta x_{a, 4}. \end{aligned}$$

Пусть вероятнейшими значениями координат узловых точек будут:

$$X_1 = x'_1 + \delta x_1; \quad X_2 = x'_2 + \delta x_2; \quad X_3 = x'_3 + \delta x_3; \quad X_4 = x'_4 + \delta x_4.$$

Положим, что для точек 2, 3, 4, ближайших к точке 1, найдены вероятные значения координат X_2, X_3, X_4 . Тогда, исходя из них, можно получить три значения координат точки 1:

$$\begin{aligned} X_2 + \Delta x_{2, 1} &\text{ с весом } p_{2, 1}; \\ X_3 + \Delta x_{3, 1} &\text{ с весом } p_{3, 1}; \\ X_4 + \Delta x_{4, 1} &\text{ с весом } p_{4, 1}. \end{aligned}$$

Теперь найдем вероятнейшее значение координаты точки 1 по формуле

$$X_1 = \frac{p_{2, 1} (X_2 + \Delta x_{2, 1}) + p_{3, 1} (X_3 + \Delta x_{3, 1}) + p_{4, 1} (X_4 + \Delta x_{4, 1})}{p_{2, 1} + p_{3, 1} + p_{4, 1}}.$$

Подставив сюда значения X и произведя соответствующие преобразования, получим:

$$\begin{aligned} (p_{2, 1} + p_{3, 1} + p_{4, 1}) (x'_1 + \delta x_1) &= p_{2, 1} (x'_2 + \delta x_2 + \Delta x_{2, 1}) + \\ &+ p_{3, 1} (x'_3 + \delta x_3 + \Delta x_{3, 1}) + p_{4, 1} (x'_4 + \delta x_4 + \Delta x_{4, 1}) \end{aligned}$$

или

$$\begin{aligned} (p_{2, 1} + p_{3, 1} + p_{4, 1}) \delta x_1 - p_{2, 1} \delta x_2 - p_{3, 1} \delta x_3 - p_{4, 1} \delta x_4 - \\ - \{p_{2, 1} (x'_2 + \Delta x_{2, 1} - x'_1) + p_{3, 1} (x'_3 + \Delta x_{3, 1} - x'_1) + \\ + p_{4, 1} (x'_4 + \Delta x_{4, 1} - x'_1)\} = 0. \end{aligned}$$

Для упрощения последнего уравнения введем следующие обозначения:

вес первого узла

$$P_1 = p_{2, 1} + p_{3, 1} + p_{4, 1};$$

невязка звеньев:

$$v_{2,1} = x'_2 + \Delta x_{2,1} - x'_1;$$

$$v_{3,1} = x'_3 + \Delta x_{3,1} - x'_1;$$

$$v_{4,1} = x'_4 + \Delta x_{4,1} - x'_1;$$

невязка первого узла

$$V_1 = p_{2,1}v_{2,1} + p_{3,1}v_{3,1} + p_{4,1}v_{4,1}.$$

Тогда последнее уравнение будет иметь вид

$$P_1\delta x_1 - p_{2,1}\delta x_2 - p_{3,1}\delta x_3 - p_{4,1}\delta x_4 - V_1 = 0. \quad (\text{XV.14})$$

Полученное выражение называется уравнением узла.

Повторив весь ход рассуждений для других узловых точек, получим совместно с первым систему из четырех уравнений:

$$\left. \begin{aligned} P_1\delta x_1 - p_{2,1}\delta x_2 - p_{3,1}\delta x_3 - p_{4,1}\delta x_4 - V_1 &= 0; \\ -p_{1,2}\delta x_1 + P_2\delta x_2 - p_{2,3}\delta x_3 - V_2 &= 0; \\ -p_{1,3}\delta x_1 - p_{2,3}\delta x_2 + P_3\delta x_3 - V_3 &= 0; \\ -p_{1,4}\delta x_1 + P_4\delta x_4 - V_4 &= 0. \end{aligned} \right\} (\text{XV.15})$$

Аналогичная система уравнений может быть составлена для уравнивания приращений координат по оси y , которая будет отличаться от уравнений (XV.15) только величиной свободных членов.

Уравнения узлов легко составляют по чертежу. Число уравнений равно числу узловых точек. В каждое уравнение входят: поправка узла, для которого составляют уравнение, умноженная на вес узла; поправки всех смежных узлов, умноженные на веса звеньев, которые берут со знаком минус. Свободными членами уравнений являются невязки соответствующих узлов.

Вследствие того, что поправки твердых точек равны нулю, соответствующие члены уравнений опускаются. Веса вычисленных суммарных значений приращений координат по звеньям могут быть приняты обратными периметрам звеньев или обратными квадратам предвычисленных средних квадратических погрешностей звеньев.

Уравнивания узлов можно решать любым из известных способов.

После определения вероятных значений координат узловых точек определяют невязки по звеньям, которые распределяют обычным способом.

Уравнивание углов сети полигонометрических ходов производят аналогично уравниванию приращений координат, только в этом случае необходимо принять одну из линий, исходящих из каждой узловой точки, за узловую линию и определять вероятнейшие значения их дирекционных углов. За веса звеньев при этом принимают величины, обратные числу их углов.

Уравнивание превышений сети ходов производят аналогично уравниванию приращений координат.

Оценка точности измеренных величин по данным уравнивания производится по формулам (XV.9), (XV.10), приведенным в предыдущем параграфе. При этом средняя квадратическая погрешность единицы веса должна определяться по формуле

$$\mu = \pm \sqrt{\frac{[pff]}{g-u}},$$

где f — окончательные невязки звеньев, вычисленные после получения вероятных значений координат узловых точек или дирекционных углов узловых линий; p — веса звеньев; g — число звеньев в сети; u — число нетвердых узлов сети.

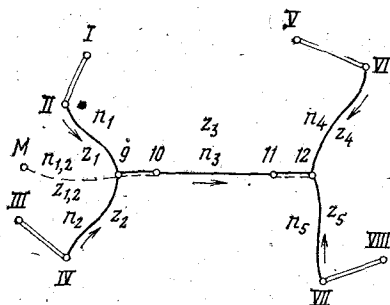


РИС. 197. Схема сети полигонометрических ходов

§ 132. УРАВНИВАНИЕ СЕТИ ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКИХ И НИВЕЛИРНЫХ ХОДОВ ПО СПОСОБУ ЭКВИВАЛЕНТНОЙ ЗАМЕНЫ

Уравнивание сетей полигонометрических ходов, включающих несколько исходных жестких направлений и точек, имеющих узловые точки, а также сетей нивелирных ходов может быть произведено по способу эквивалентной замены, разработанному проф. А. С. Чеботаревым.

Рассмотрим сущность этого способа на примере уравнивания сети полигонометрических ходов, состоящей из пяти полигонов и имеющей две узловые точки (рис. 197).

Обозначим:

I—II; III—IV и т. д. — исходные жесткие стороны;

z_1, z_2, z_3, z_4, z_5 — полигонометрические ходы, подлежащие уравниванию;

n_1, n_2, n_3, n_4, n_5 — число измеренных углов соответствующих ходов;

L_1, L_2, L_3, L_4, L_5 — периметры соответствующих ходов;

9, 12 — узловые точки;

9—10, 11—12 — узловые линии.

Определим из ходов z_1 и z_2 дирекционный угол узловой линии 9—10:

$$\alpha_{9-10}^{(1)} = \alpha_{I-II} + n_1 180^\circ - [\beta]_1 \text{ с весом } p_1 = \frac{c}{n_1};$$

$$\alpha_{9-10}^{(2)} = \alpha_{III-IV} + n_2 180^\circ - [\beta]_2 \text{ с весом } p_2 = \frac{c}{n_2};$$

где p_1, p_2 — веса вычисленных значений дирекционных углов из ходов z_1, z_2 ; c — произвольно выбранная постоянная для данной сети ходов величина; $\alpha_{I-II}, \alpha_{III-IV}$ — дирекционные углы исходных жестких сторон; $[\beta]_1, [\beta]_2$ — суммы правых измеренных углов первого и второго ходов.

Вероятное значение дирекционного угла α_{9-10} , полученное из этих двух ходов, будет

$$\alpha_{9-10}^{(1,2)} = \frac{\alpha_{9-10}^{(1)} p_1 + \alpha_{9-10}^{(2)} p_2}{p_1 + p_2}. \quad (\text{XV.16})$$

Вес вычисленного значения дирекционного угла $\alpha_{9-10}^{(1,2)}$ определим по формуле

$$p_{1,2} = p_1 + p_2.$$

Но

$$p_{1,2} = \frac{c}{n_{1,2}}.$$

Отсюда

$$n_{1,2} = \frac{c}{p_{1,2}}, \quad (\text{XV.17})$$

где $n_{1,2}$ — число углов одиночного полигонометрического хода, из которого дирекционный угол α_{9-10} определяется с тем же весом, что и из ходов z_1, z_2 .

Таким образом, вместо двух ходов z_1 и z_2 будем иметь один воображаемый ход M — 9, который называется э к в и в а л е н т н ы м ходом. Теперь нашу систему можно рассматривать как случай с одной узловой линией 11—12.

Определим дирекционный угол узловой линии α_{11-12} из ходов z_4, z_5 и $z_{1,2+3}$, которые соответственно будут $\alpha_{11-12}^{(4)}, \alpha_{11-12}^{(5)}, \alpha_{11-12}^{(1,2+3)}$ и их веса

$$p_4 = \frac{c}{n_4}; \quad p_5 = \frac{c}{n_5}; \quad p_{1,2+3} = \frac{c}{n_{1,2} + n_3}.$$

Окончательное значение дирекционного угла линии 11—12 определим по формуле

$$\alpha_{11-12} = \frac{\alpha_{11-12}^{(4)} p_4 + \alpha_{11-12}^{(5)} p_5 + \alpha_{11-12}^{(1,2+3)} p_{1,2+3}}{p_4 + p_5 + p_{1,2+3}}. \quad (\text{XV.18})$$

Угловые невязки по соответствующим ходам будут:

$$f_{\beta_4} = \alpha_{11-12}^{(4)} - \alpha_{11-12};$$

$$f_{\beta_5} = \alpha_{11-12}^{(5)} - \alpha_{11-12};$$

$$f_{\beta_{1,2+3}} = \alpha_{11-12}^{(1,2+3)} - \alpha_{11-12}.$$

Определим поправку к дирекционному углу линии 9—10 по формуле

$$\delta\alpha_{9-10} = -f_{\beta_{1,2+3}} \frac{n_{1,2}}{n_{1,2} + n_3}.$$

Окончательное значение дирекционного угла линии 9—10 будет

$$\alpha_{9-10} = \alpha_{9-10}^{(1, 2)} + \delta\alpha_{9-10}.$$

Найдем невязки ходов:

$$f_{\beta_1} = \alpha_{9-10}^{(1)} - \alpha_{9-10};$$

$$f_{\beta_2} = \alpha_{9-10}^{(2)} - \alpha_{9-10};$$

$$f_{\beta_3} = -f_{\beta_1, 2+3} \frac{n_3}{n_1 + n_2 + n_3}.$$

Полученные угловые невязки по каждому ходу распределяют поровну на все углы, вычисляют дирекционные углы сторон и приращения координат точек.

Уравнивание приращений координат отдельно по каждой из осей и превышений производится аналогично уравниванию углов, при этом за веса отдельных ходов принимаются величины, обратные их периметрам:

$$p_x = p_y = p_z = \frac{c}{L},$$

где L — периметр хода.

При уравнивании приращений координат более строгое значение весов может быть определено по формулам:

$$p_x = p_y = \frac{c}{M_l^2}$$

или

$$p_x = \frac{c}{m_x^2}; \quad p_y = \frac{c}{m_y^2},$$

где M_l , m_x , m_y — соответственно средняя квадратическая погрешность положения последней точки хода и погрешности ее по координатным осям.

Для оценки точности полигонометрических сетей по данным уравнивания определяют среднюю квадратическую погрешность единицы веса по формуле

$$\mu = \pm \sqrt{\frac{[p\delta^2]}{n-k}}, \quad (\text{XV.19})$$

где δ — суммарные поправки к углам соответствующего хода (при уравнивании углов) или суммарные поправки к приращениям координат хода (при уравнивании приращений координат); p — веса ходов; n — число всех ходов сети; k — число узловых линий.

Погрешности уравниваемого значения дирекционных углов узловых линий будут

$$m_{\alpha_i} = \pm \frac{\mu}{\sqrt{p_i}}. \quad (\text{XV.20})$$

Так, например, погрешность дирекционного угла узловой линии определится по формуле

$$m_{\alpha_{11-12}} = \pm \frac{\mu}{\sqrt{p_{11-12}}} = \pm \frac{\mu}{\sqrt{p_4 + p_5 + p_{1,2+3}}}$$

Погрешности урванных значений координат узловых точек найдем из выражений:

$$m_{x_i} = \pm \frac{\mu_x}{\sqrt{p_{x_i}}}; \quad m_{y_i} = \pm \frac{\mu_y}{\sqrt{p_{y_i}}} \quad (\text{XV.21})$$

Средняя квадратическая погрешность положения узловой точки

$$M_{l_i} = \pm \sqrt{m_{x_i}^2 + m_{y_i}^2} \quad (\text{XV.22})$$

§ 133. ПРОИЗВОДСТВО МАРКШЕЙДЕРСКИХ ВЫЧИСЛЕНИЙ С ПОМОЩЬЮ ЭВМ

Работы по созданию плановых и высотных сетей шахты требуют большого объема вычислений, на которые маркшейдер вынужден тратить значительную часть своего рабочего времени.

Эффективным средством сокращения этих затрат является автоматизация вычислительных работ с помощью ЭВМ. По сравнению с ручными вычислениями применение ЭВМ обеспечивает следующие преимущества:

- 1) повышение производительности труда;
- 2) сокращение времени получения результата;
- 3) повышение надежности вычислений;
- 4) избавление маркшейдеров от однообразной вычислительной работы и высвобождение их времени для решения ответственных инженерных задач.

В последние годы для автоматизации маркшейдерских вычислений появились широкие возможности благодаря созданию в горнодобывающей промышленности сети вычислительных центров (ВЦ). Они оборудованы главным образом ЭВМ «Минск-22(32)» и имеют телетайпную связь с информационными пунктами (ИП) предприятий, откуда поступает информация для обработки. В настоящее время материальная база ВЦ интенсивно развивается за счет пополнения современными моделями ЭВМ.

Используя вычислительные центры, маркшейдерская служба горных предприятий решает на ЭВМ целый ряд задач по программам, разработанным ВНИМИ. Наиболее распространенными из них являются:

- 1) вычисление и уравнивание отдельных теодолитных ходов;
- 2) уравнивание подземной опорной сети;
- 3) предрасчет точности подземной опорной сети;
- 4) уравнивание сети нивелирных ходов;

5) расчет деформаций земной поверхности под влиянием горных разработок;

6) определение объемов складов по данным тахеометрической съемки.

Все перечисленные программы составлены применительно к ЭВМ «Минск-22 (32)». В настоящее время начата работа по созданию комплекса программ для ЕС ЭВМ.

При существующем программном обеспечении [для «Минск-22 (32)»] решение любой маркшейдерской задачи включает следующие основные этапы.

1. Заполнение входных форм, т. е. запись исходной информации для решения задачи в специальных формулярах в строго определенном порядке.

2. Кодирование исходной информации в ИП, т. е. перенесение ее с входных форм на перфоленку с помощью телеграфного аппарата СТА-2М.

3. Передача информации в вычислительный центр. Для этого перфоленка пропускается через транзитное устройство телеграфного аппарата, находящегося в ИП. При этом перфоратор принимающего аппарата в ВЦ выдает копию передаваемой перфоленки.

4. Ввод перфоленки с информацией в ЭВМ, решение задачи и вывод на перфоленку результатов счета и исходной информации.

5. Передача по телетайпу на предприятие выданной исходной информации и результатов вычислений.

6. Окончательный контроль решения.

Если на предприятии отсутствует информационный пункт, то маркшейдер передает заполненные входные формы с помощью курьера непосредственно в ВЦ, где и производится подготовка перфоленки. Результаты решения в этом случае не выдаются ЭВМ на перфоленку, а печатаются в виде удобных для использования таблиц, которые доставляются на предприятие также курьерской связью.

Для каждой задачи выполнение перечисленных этапов имеет свои особенности. Они подробно описаны в специальной инструкции, которая имеется в ВЦ и на предприятии. Поскольку маркшейдер при решении задачи на ЭВМ выполняет лишь первый и последний этапы, ему достаточно знать лишь те положения инструкции, которые касаются заполнения входных форм. Специальных знаний по программированию или работе на ЭВМ от него не требуется.

На любом из перечисленных этапов решения задачи могут быть допущены погрешности, которые приведут в конечном счете к неправильному результату. Для их выявления предусмотрены специальные меры контроля. Они осуществляются в основном (на этапах 2—5) сотрудниками ВЦ и ИП, хотя главную ответственность за правильность вычислений несет маркшейдер. По-

этому он обязан осуществить окончательный контроль вычислений, а для этого:

- 1) проверить правильность заполнения входных форм;
- 2) сверить данные во входных формах с теми, которые использованы ЭВМ для вычислений и выданы вместе с результатами решения;
- 3) сравнить результаты двух независимых решений задачи на ЭВМ.

Проверенные формуляры с результатами вычислений дополняются эскизами и сброшюровываются в журналы для удобства хранения.

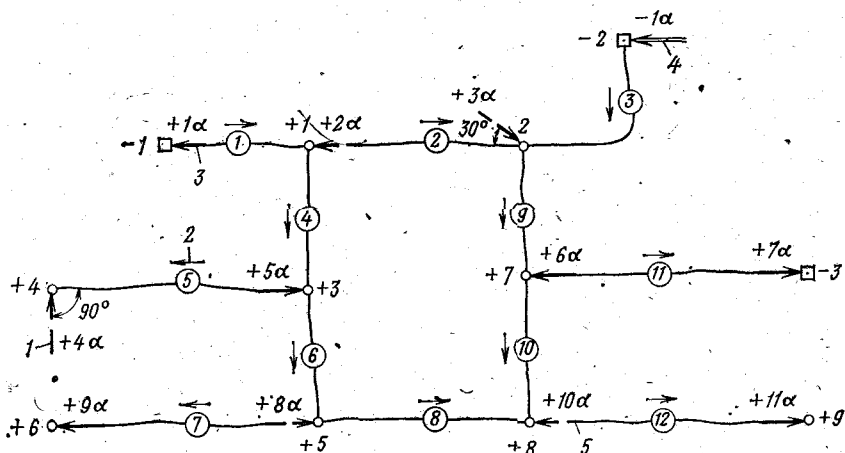


РИС. 198. Схема подземной опорной сети для уравнивания:

1 — определяемое направление; 2 — номер и направление звена; 3 — нетвердое направление; 4 — твердое направление; 5 — узловый пункт

Действующие правила заполнения входных форм индивидуальны для каждой маркшейдерской задачи и имеют силу только для ЭВМ «Минск-22 (32)». С переходом на ЕС ЭВМ они станут совершенно другими. Поэтому ниже в качестве иллюстрации рассмотрено заполнение входных форм лишь для наиболее показательной задачи — уравнивания подземной опорной сети.

Важной особенностью подготовки информации для уравнивания является предварительное составление схемы сети. Это связано с тем, что для уравнивания в память ЭВМ необходимо ввести не только значения измеренных длин и углов, но и в закодированном числами виде — информацию о форме сети.

Схема сети для уравнивания — это схема теодолитных ходов, на которой по определенным правилам показаны и пронумерованы характерные точки и направления сети (рис. 198).

Прежде всего на схеме отрицательными числами, начиная с -1 , нумеруются все твердые пункты (пункты с известными координатами). Затем, начиная с $+1$, нумеруются все узловые

пункты. В качестве узловых принимаются пункты, где сходятся три хода, конечные пункты всяких ходов и один из пунктов при гироскопически ориентированной стороне.

При каждом твердом и узловом пункте стрелкой, направленной к пункту, показывается узловое направление. Оно может быть твердым, когда его дирекционный угол известен почти безошибочно, нетвердым (при гироскопическом или геометрическом ориентировании) и определяемым. Узловые направления нумеруются так же, как и пункты. Сначала с -1 нумеруются твердые направления, а затем с $+1$ — нетвердые и определяемые.

В завершение звенья сети (участки ходов между смежными узлами) нумеруются, а их направления показываются стрелками.

После составления схемы готовится числовая информация. Она состоит из $6 + k$ числовых массивов, где k — число звеньев сети.

В первом числовом массиве указываются связи звеньев в дирекционных углах. Он состоит из трех столбцов и k строчек. В первом столбце записываются в порядке возрастания номера звеньев, во втором и третьем — номера начального и конечного узлового направления для каждого звена. В данном массиве, как и везде в дальнейшем, номера указываются со своими знаками.

Второй массив состоит из дирекционных углов твердых направлений. Они записываются в том порядке, в каком пронумерованы на схеме сети.

В третьем массиве указываются номера нетвердых узловых направлений, причем запись их производится в порядке возрастания.

Четвертый массив дает информацию о дирекционных углах нетвердых направлений и погрешностях измерений. Первой в этом массиве записывается средняя квадратическая погрешность угловых измерений. Затем указываются дирекционные углы нетвердых направлений в порядке возрастания номеров и за каждым из них — его средняя квадратическая погрешность.

Пятый массив характеризует связи звеньев в координатах. Он строится совершенно аналогично первому массиву с той разницей, что вместо номеров узловых направлений записываются номера соответствующих пунктов.

В шестом массиве указываются координаты твердых пунктов в порядке возрастания их номеров на схеме сети.

Все остальные массивы, начиная с седьмого, содержат информацию о величинах углов и длин в звеньях сети. В каждом массиве записываются сначала значения левых по ходу углов, а затем — значения длин.

Заполнение входных форм требует предельной внимательности, так как малейшая неточность в значениях данных или в порядке их записи приводят к неправильному решению.

Программа уравнивания позволяет уравнивать сети, содержащие до 50 узловых пунктов и 72 звеньев. В качестве численного

метода в ней принят способ узлов, причем решение уравнений узлов осуществляется методом последовательных приближений. После ввода информации и записи ее на магнитную ленту сначала уравниваются дирекционные углы, а затем раздельно абсциссы и ординаты. Результаты решения выдаются на печать в виде нескольких таблиц. Главной из них является каталог, в котором приводятся измеренные длины и углы, а также уравненные значения дирекционных углов и координат для всех пунктов сети.

После перевода вычислительных работ на ЕС ЭВМ произойдет не простое увеличение скорости вычислений, а принципиально изменится организационная схема использования ЭВМ.

В частности, появятся терминалы дистанционного доступа, которые позволят в любой момент обращаться к ЭВМ непосредственно с предприятия, т. е. по каналам связи осуществлять ввод информации, управление решением, обратную передачу и печать результатов счета.

Большая вместимость памяти ЭВМ позволит отказаться от громоздкой системы ведения и хранения маркшейдерской вычислительной документации. Всю информацию по плановым и высотным сетям станет возможным расположить в памяти машины. Тем самым будет создана цифровая модель пространственного расположения горных выработок. Она станет основой для решения на ЭВМ всех маркшейдерских и горнотехнических задач (учет добычи, запасов и потерь, вопросы подработки и т. д.). Связанный с памятью ЭВМ графопостроитель сможет на основе цифровой модели автоматически вычерчивать план горных работ.

Таким образом, в ближайшем будущем резко повысятся оперативность и масштабы использования ЭВМ — станет возможным передать ей все основные вычислительные и графические работы.

АНАЛИЗ ПОГРЕШНОСТЕЙ
СОЕДИНИТЕЛЬНЫХ СЪЕМОК

Глава XVI

ПОГРЕШНОСТИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ
В ШАХТУ ТОЧКИ И НАПРАВЛЕНИЯ

§ 134. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

При выполнении ориентирно-соединительной съемки подземных горных выработок геометрическими способами проектирование двух точек и направления горизонтальной линии, соединяющего их, производится с помощью отвесов, опускаемых в ствол вертикальной шахты.

Отвес, опущенный в шахту для проектирования точки с поверхности на ориентируемый горизонт, может быть отклонен от вертикального положения вследствие: 1) действия на проволоку и груз отвеса потока воздуха, двигающегося в стволе; 2) ударов капель воды; 3) неправильности колебаний отвеса; 4) влияния упругости проволоки отвеса; 5) схождения отвесов по направлению к центру Земли; 6) притяжения отвеса окружающими массами.

Рассмотрим каждый из перечисленных источников погрешностей:

1. Движение потока воздуха в стволе вертикальной шахты является неравномерным, что непрерывно изменяет величину и направление отклонения отвеса. Наличие армировки и сопряжений ствола с горными выработками различных горизонтов создает условия образования винтообразного потока. Наибольшее отклоняющее воздействие потока воздуха на отвес наблюдается на участке сопряжений околоствольного двора со стволом шахты. Для уменьшения погрешности отклонения отвесов от вертикального положения потоком воздуха следует по возможности уменьшить скорость движения воздуха в шахтном стволе, грузы отвесов поместить в баки, заполненные жидкостью, а проволоку отвесов на участке сопряжения шахтного ствола с околоствольным двором разместить в трубах.

2. Действие ударов капель воды (капежа) общеизвестно. Капли воды, ударяясь о проволоку отвеса, выводят его из равновесия или нарушают правильность его колебаний. Хаотический характер рассматриваемого явления не позволяет выразить его влияние математической формулой. Между тем отрицательное влияние его совершенно бесспорно. Поэтому при ориентировании рекомендуется выбирать место расположения каждого из отвесов в стволе с учетом возможно меньшего влияния этого фактора.

3. При проектировании качающимся отвесом полагают, что он качается как маятник с очень небольшим затуханием, обусловленным слабым торможением воздушной среды. В действительности же шахтный отвес качается не только как маятник, но имеет еще и ряд других колебаний. Эти так называемые побочные колебания нарушают нормальный процесс качаний отвеса, что приводит к погрешностям определения положения покоя.

При проектировании неподвижным отвесом рассматриваемый источник погрешности отсутствует.

В работах Фокса, Е. Эмшермана, И. Г. Лисицы, Д. Н. Оглоблина и других отмечается, что побочные колебания шахтного отвеса имеют второстепенное значение и что влияние их может быть легко уменьшено средствами, указанными ниже.

4. Влияние упругости проволоки проявляется в двух формах. Навитая на барабан проволока, опущенная в шахту, стремится сохранить форму колец, что приводит к определенной линейной погрешности проектирования. Кроме того, проволока отвеса, сбегая с ручья блока, стремится плавно перейти к вертикальному положению, в результате чего в верхней части она отклоняется. Влияние упругости может оказаться значительным. Поэтому следует применять проволоку возможно меньшего диаметра и не нагружать ее грузом, вес которого менее одной четверти от разрывного усилия.

5. Схождение отвесов к центру Земли должно быть учтено при анализе результатов измерения расстояний между отвесами. Однако оно не оказывает непосредственного влияния на точность проектирования направления, так как происходит в плоскости отвесов.

6. Груз шахтного отвеса в силу закона тяготения притягивается окружающими массами горных пород. При симметричном расположении масс относительно отвеса суммарное значение рассматриваемого притяжения равно нулю.

Для уменьшения линейной погрешности проектирования следует рекомендовать следующие мероприятия:

а) употреблять только стальные проволоки возможно меньшего диаметра, обладающие большим сопротивлением на разрыв;

б) во всех случаях нагружать проволоку отвеса возможно большим грузом, равным по весу 50—60% от ее разрывного усилия;

в) при наблюдении по шкалам качаний отвесов амплитуду качаний увеличивать до 10—12 см;

г) при всех способах проектирования груз отвеса погружать в воду или отработанное масло.

§ 135. ОБЩЕЕ ВЫРАЖЕНИЕ УГЛОВОЙ ПОГРЕШНОСТИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

При ориентировании подземных съемок на поверхности определяют координаты двух точек *A*, *B* и дирекционный угол их створа (рис. 199). С помощью отвесов эти точки и направление

переносят (проектируют) на ориентируемый горизонт. Это проектирование сопровождается неизбежными погрешностями из-за отклонений проволоки шахтного отвеса от отвесной линии (причины отклонения отвеса рассмотрены в § 134), вследствие чего каждая точка будет спроектирована в шахту с некоторой линейной погрешностью e_1, e_2 , а проектируемое направление повернется на некоторый угол θ_i .

Рассмотрим зависимость между ними.

Пусть A и B — положения отвесов на поверхности, A_i и B_i — некоторые случайные положения отвесов A и B на ориентируемом

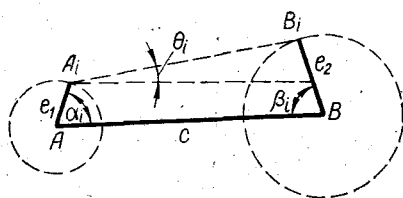


РИС. 199. Случайное положение отвесов и соответствующее им случайное значение угловой погрешности проектирования

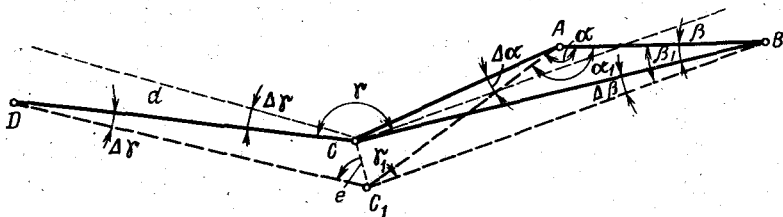


РИС. 200. Влияние погрешности центрирования теодолита в точке С

горизонте; e_1 и e_2 — линейные погрешности проектирования точек A и B ; α_i и β_i — углы, составляемые плечами AA_i и BB_i с направлением AB ; θ_i — случайное значение угловой погрешности проектирования; θ — среднее значение той же погрешности.

Из рис. 200 имеем

$$\theta_i = \rho'' \frac{e_2 \sin \beta_i - e_1 \sin \alpha_i}{c},$$

отсюда

$$\theta_i^2 = \left(\frac{\rho}{c}\right)^2 (e_2^2 \sin^2 \beta_i - 2e_1 e_2 \sin \alpha_i \sin \beta_i + e_1^2 \sin^2 \alpha_i). \quad (\text{XVI.1})$$

Найденное выражение для θ_i не может рассматриваться как окончательное, так как представляет одно из возможных частных значений интересующей нас погрешности. В самом деле, отвесы A и B могут отклоняться на ту же величину e_1 и e_2 , но в ином направлении, что приведет к иному значению угловой погрешности проектирования. Углы α_i и β_i могут принимать различные значения от 0 до 360°.

Найдем среднее квадратическое значение угловой погрешности проектирования. Как известно,

$$\theta = \pm \sqrt{\frac{[\theta_i^2]}{N}}, \quad (\text{XVI.2})$$

где N — число возможных случайных значений θ_i .

Пусть плечо AA_i принимает n_1 , а плечо BB_i — n_2 случайных положений. Тогда общее число случайных значений угловой погрешности проектирования

$$N = n_1 n_2.$$

Для отыскания среднего квадратического значения найдем вначале θ_1 — среднее из n_2 значений, предположив, что плечо AA_i остается неизменным. Найдя θ_1 , отыщем для него среднее из n_1 таких средних значений. Поступая согласно сказанному, имеем:

$$\theta_1 = \frac{[\theta_1^2]}{n_2};$$

$$\theta_1^2 = \left(\frac{\rho}{c}\right)^2 \left(\frac{e_2^2 [\sin^2 \beta_i]}{n_2} - \frac{2e_1 e_2 [\sin \beta_i] \sin \alpha_i}{n_2} + e_1^2 \sin^2 \alpha_i \right).$$

Заменив знак суммы знаком интеграла, при $n_2 = \frac{2\pi}{d\beta}$ имеем

$$\theta_1^2 = \left(\frac{\rho}{c}\right)^2 \left\{ \frac{e_2^2}{2\pi} \int_0^{2\pi} \sin^2 \beta d\beta - \frac{2e_1 e_2 \sin \alpha_i}{2\pi} \int_0^{2\pi} \sin \beta d\beta + e_1^2 \sin^2 \alpha_i \right\}. \quad (\text{XVI.3})$$

Как известно,

$$\int_0^{2\pi} \sin^2 \beta d\beta = \pi; \quad \int_0^{2\pi} \sin \beta d\beta = 0.$$

Следовательно,

$$\theta_1^2 = \left(\frac{\rho}{c}\right)^2 \left(\frac{e_2^2}{2} + e_1^2 \sin^2 \alpha_i \right). \quad (\text{XVI.4})$$

Для угла α_i возможно n_1 частных значений, значит и для θ_1 возможно такое же число значений. Отыщем среднее из них:

$$\theta = \pm \sqrt{\frac{[\theta_1^2]}{n_1}}; \quad (\text{XVI.5})$$

$$\theta^2 = \left(\frac{\rho}{c}\right)^2 \left(\frac{e_2^2}{2} + e_1^2 \frac{[\sin^2 \alpha_i]}{n_1} \right); \quad (\text{XVI.6})$$

$$\theta^2 = \left(\frac{\rho}{c}\right)^2 \left(\frac{e_2^2}{2} + \frac{e_1^2}{2\pi} \int_0^{2\pi} \sin^2 \alpha d\alpha \right); \quad (\text{XVI.7})$$

$$\theta^2 = \left(\frac{\rho}{c}\right)^2 \left(\frac{e_2^2}{2} + \frac{e_1^2}{2} \right). \quad (\text{XVI.8})$$

Отсюда окончательно имеем

$$\theta'' = \pm \frac{\rho}{c} \sqrt{\frac{e_1^2 + e_2^2}{2}}. \quad (\text{XVI.9})$$

При $e_1 = e_2 = e$

$$\theta'' = \pm \frac{\rho}{c} e. \quad (\text{XVI.10})$$

Из полученных выражений угловой погрешности проектирования видно, что она тем меньше, чем больше расстояние между отвесами и чем меньше линейная погрешность проектирования каждой точки.

Результаты проектирования направления могут быть улучшены путем максимально возможного увеличения расстояния между отвесами и улучшения способов проектирования. Однако при увеличении расстояния между отвесами мы ограничены размерами поперечного сечения шахтного ствола, поэтому в нашем распоряжении остается только второй путь — улучшение способов проектирования. Входящее в выражения (XVI.9), (XVI.10) значение линейной погрешности проектирования точки не может быть определено непосредственно. Возможно лишь примерное определение этой погрешности из сопоставления результатов геометрического и гироскопического ориентирования подземной съемки.

Пусть $\Delta\alpha$ — разность геометрического и гироскопического ориентирования подземной съемки одной и той же шахты. Тогда

$$\Delta\alpha = \pm \sqrt{M_{\text{геом}}^2 + M_{\text{гр}}^2},$$

где $M_{\text{геом}}$ и $M_{\text{гр}}$ — средние погрешности геометрического и гироскопического ориентирования.

Поскольку $\Delta\alpha$, $M_{\text{гр}}$ известны, из последней формулы найдем $M_{\text{геом}}$. Однако известно, что

$$M_{\text{геом}} = \pm \sqrt{M_1^2 + \theta^2 + M_2^2}.$$

Средние погрешности примыкания на поверхности и в шахте (M_1 и M_2) могут быть подсчитаны с учетом способа примыкания и методов измерения элементов соединительных фигур. Следовательно, из последней формулы найдем θ , а отсюда

$$e = \frac{\theta'' c}{\rho''}.$$

Проделанные нами указанным способом подсчеты по ряду шахт Донбасса глубиной от 300 до 600 м показали, что линейная погрешность проектирования не превышает 1,5—2 мм. Это косвенно подтверждается также большим числом успешно выполненных задач по проведению горных выработок встречными забоями, в которых участвовали ориентировки через один вертикальный ствол.

АНАЛИЗ ПОГРЕШНОСТЕЙ ПРИМЫКАНИЯ
К ОТВЕСАМ ПРИ ОРИЕНТИРОВАНИИ
ЧЕРЕЗ ОДИН ВЕРТИКАЛЬНЫЙ ШАХТНЫЙ
СТВОЛ

Решение задачи примыкания наиболее распространенными в практике способами соединительного треугольника и четырехугольника было рассмотрено в общей части курса. Ниже рассматриваются погрешности, возникающие при решении задачи примыкания этими способами.

§ 136. ПОГРЕШНОСТЬ ОПРЕДЕЛЕНИЯ УГЛОВ
ПРИ ОТВЕСАХ, ВЫЧИСЛЕННЫХ ПО ФОРМУЛЕ
СИНУСОВ И НАИВЫГОДНЕЙШАЯ ФОРМА
СОЕДИНИТЕЛЬНОГО ТРЕУГОЛЬНИКА

В соединительном треугольнике (см. рис. 35) измеряются три стороны a , b , c и угол γ . Обозначим средние погрешности их измерений через m_a , m_b , m_c , m_γ и поставим задачу отыскать средние погрешности вычисленных углов m_α и m_β .

Угол α вычисляется по формуле

$$\sin \alpha = \frac{a}{c} \sin \gamma.$$

Следовательно,

$$m_\alpha \cos \alpha = \pm \sqrt{\left(\frac{\partial \sin \alpha}{\partial a}\right)^2 m_a^2 + \left(\frac{\partial \sin \alpha}{\partial c}\right)^2 m_c^2 + \left(\frac{\partial \sin \alpha}{\partial \gamma}\right)^2 m_\gamma^2}. \quad (\text{XVII.1})$$

Найдем значения частных производных:

$$\begin{aligned} \frac{\partial \sin \alpha}{\partial a} &= \frac{1}{c} \sin \gamma = \frac{1}{a} \frac{a}{c} \sin \gamma = \frac{\sin \alpha}{a}; \\ \frac{\partial \sin \alpha}{\partial c} &= -\frac{a}{c^2} \sin \gamma = -\frac{1}{c} \frac{a}{c} \sin \gamma = -\frac{\sin \alpha}{c}; \\ \frac{\partial \sin \alpha}{\partial \gamma} &= \frac{a}{c} \cos \gamma. \end{aligned}$$

Преобразуем несколько последнюю производную

$$\begin{aligned} \left(\frac{\partial \sin \alpha}{\partial \gamma}\right)^2 &= \frac{a^2}{c^2} \cos^2 \gamma = \frac{a^2}{c^2} (1 - \sin^2 \gamma) = \\ &= \frac{a^2}{c^2} - \frac{a^2}{c^2} \sin^2 \gamma = \frac{a^2}{c^2} - \sin^2 \alpha. \end{aligned}$$

Подставив найденные значения производных, получим

$$m''_{\alpha} = \pm \sqrt{(\rho'')^2 \operatorname{tg}^2 \alpha \left[\frac{m_a^2}{a^2} + \frac{m_c^2}{c^2} - \left(\frac{m_{\gamma}''}{\rho''} \right)^2 \right] + \frac{a^2 m_{\gamma}^2}{c^2 \cos^2 \alpha}}. \quad (\text{XVII.2})$$

Аналогично для второго вычисленного угла можно написать

$$m''_{\beta} = \pm \sqrt{(\rho'')^2 \operatorname{tg}^2 \beta \left[\frac{m_b^2}{b^2} + \frac{m_c^2}{c^2} - \left(\frac{m_{\gamma}''}{\rho''} \right)^2 \right] + \frac{b^2 m_{\gamma}^2}{c^2 \cos^2 \beta}}. \quad (\text{XVII.3})$$

Из формул (XVII.2) и (XVII.3) видно, что при $\alpha = 180^\circ$, $\beta = 0^\circ$, или, наоборот, при $\beta = 180^\circ$ и $\alpha = 0^\circ$ погрешности углов α и β имеют наименьшее значение. Для этого случая

$$m''_{\alpha} = \frac{a}{c} m_{\gamma}''; \quad (\text{XVII.4})$$

$$m''_{\beta} = \frac{b}{c} m_{\gamma}'' \quad (\text{XVII.5})$$

На основании полученных формул в маркшейдерской инструкции даны следующие рекомендации:

1. Наиболее выгодной формой соединительного треугольника следует считать треугольник с углами α и γ , не превышающими $2-3^\circ$, с возможно меньшим значением отношения $a : c$. Треугольники с углами α и β более 3° могут быть допущены при ориентировании второстепенных выработок небольшого протяжения.

2. Угол γ должен измеряться возможно точнее со средней погрешностью не более $\pm 7''$. При измерении этого угла тридцатисекундным теодолитом должно быть сделано три повторения.

3. Длина сторон треугольника может быть измерена обычным способом — рулеткой на весу с точностью отсчетов ± 1 мм не менее пяти раз каждая. Разность между отдельными измерениями одной и той же стороны не должна превышать ± 2 мм, а средняя погрешность результата измерения длины каждой стороны должна быть не больше $\pm 0,5$ мм.

4. Для вычисления погрешностей m_{α} и m_{β} в треугольниках выгодной формы ($\alpha < 2^\circ$) следует пользоваться формулами (XVII.4) и (XVII.5).

§ 137. КОНТРОЛЬ ПРАВИЛЬНОСТИ ИЗМЕРЕНИЙ И ВЫЧИСЛЕНИЙ ЭЛЕМЕНТОВ СОЕДИНИТЕЛЬНОГО ТРЕУГОЛЬНИКА

Формулы контрольных вычислений. Техническая инструкция по производству маркшейдерских работ требует, чтобы при вычислении примыкания к отвесам соединительным треугольником производился следующий контроль.

1. При решении треугольника по формулам синусов вычисленное и измеренное горизонтальное расстояние между отвесами не должно превышать

$$c_B - c_{изм} < 3 \text{ мм (для поверхности);}$$

$$c_B - c_{изм} < 5 \text{ мм (в шахте)}$$

Расстояние между отвесами вычисляется по формуле

$$c^2 = a^2 + b^2 - 2ab \cos \gamma. \quad (\text{XVII.6})$$

При $\gamma < 5^\circ$ и $a : c < 2$ длину стороны c можно вычислять по упрощенной формуле

$$c = (b - a) + \frac{ab(1 - \cos \gamma)}{b - a}. \quad (\text{XVII.7})$$

Кроме того, возможен контроль вычислений суммы углов треугольника, т. е.

$$S = \alpha + \beta + \gamma = 180^\circ. \quad (\text{XVII.8})$$

2. При решении треугольника по формуле сторон сличается вычисленное значение угла γ с его значением, полученным из непосредственных измерений. Эта разность не должна превышать $\pm 2'30''$.

Чувствительность формулы (XVII.6) к погрешностям измерения сторон и углов соединительного треугольника. Дифференцируя формулу (XVII.6), получаем

$$2cdc = 2ada + 2bdb + 2ab \sin \gamma d\gamma - 2b \cos \gamma da - 2a \cos \gamma db.$$

Приняв из-за малого значения угла $\gamma \cos \gamma = 1$, получим

$$dc = \frac{a-b}{c} da + \frac{b-a}{c} db + \frac{ab \sin \gamma}{c} d\gamma.$$

При выгодной форме соединительного треугольника отношение $\frac{a-b}{c}$ близко к единице. Тогда

$$dc = \pm da \pm db + \frac{ab \sin \gamma}{c} d\gamma.$$

Перейдя к средним погрешностям, будем иметь

$$m_c^2 = m_a^2 + m_b^2 + \frac{a^2 b^2 \sin^2 \gamma}{c^2} m_\gamma^2.$$

Последний член, выражающий влияние погрешности измерения угла γ , по сравнению с погрешностями сторон очень мал. Так, например, при $a = 4 \text{ м}$, $b = 6 \text{ м}$, $c = 2 \text{ м}$, $\gamma = 5^\circ$, $m_\gamma = \pm 20''$, $m_a = m_b = \pm 0,002 \text{ м}$

$$m_c^2 = (4 + 4 + 0,012) \text{ мм}^2.$$

Отсюда

$$m_c^2 = m_a^2 + m_b^2. \quad (\text{XVII.9})$$

Таким образом, формулой (XVII.6) можно проверить лишь правильность измерения длины сторон соединительного треугольника и нельзя проверить правильность измерения угла γ .

Чувствительность формулы (XVII.8) к погрешности измерения угла γ :

$$S = \alpha + \beta + \gamma.$$

Отсюда

$$m_S = \frac{\partial S}{\partial \gamma} m_\gamma.$$

Однако

$$\frac{\partial S}{\partial \gamma} = \frac{\partial \alpha}{\partial \gamma} + \frac{\partial \beta}{\partial \gamma} + 1.$$

Для определения производных имеем:

$$\sin \alpha = \frac{a}{c} \sin \gamma; \quad \sin \beta = \frac{b}{c} \sin \gamma.$$

Отсюда:

$$\frac{\partial \alpha}{\partial \gamma} = \frac{a \cos \gamma}{c \cos \alpha} = \frac{\operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \gamma}; \quad \frac{\partial \beta}{\partial \gamma} = \frac{b \cos \gamma}{c \cos \beta} = \frac{\operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \gamma}.$$

Тогда

$$\frac{\partial S}{\partial \gamma} = \frac{\operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \gamma} + \frac{\operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \gamma} + 1 = \frac{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta + \operatorname{tg} \gamma}{\operatorname{tg} \gamma} = \frac{\operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \beta \operatorname{tg} \gamma}{\operatorname{tg} \gamma},$$

или

$$\frac{\partial S}{\partial \gamma} = \operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \beta;$$

$$m_S = \operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \beta m_\gamma. \quad (\text{XVII.10})$$

Так как углы α и β близки к 0 или 180°, то произведение $\operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \beta$ очень мало. В силу этого погрешность m_γ войдет в погрешность суммы углов лишь небольшой своей частью. Таким образом, формула (XVII.8) не может служить контролем правильности измерения угла γ .

Чувствительность формулы (XVII.8) к погрешностям измерения сторон соединительного треугольника. Угол γ , как измеренный непосредственно, не зависит от погрешностей сторон. Для двух других углов имеем:

$$\sin \alpha = \frac{a}{c} \sin \gamma; \quad \sin \beta = \frac{b}{c} \sin \gamma;$$

$$d\alpha = \frac{\sin \gamma}{c \cos \alpha} da - \frac{a \sin \gamma}{c^2 \cos \alpha} dc;$$

$$d\beta = \frac{\sin \gamma}{c \cos \beta} db - \frac{b \sin \gamma}{c^2 \cos \beta} dc.$$

Тогда

$$dS = d\alpha + d\beta = \frac{\sin \gamma}{c \cos \alpha} da + \frac{\sin \gamma}{c \cos \beta} db - \left(\frac{a \sin \gamma}{c^2 \cos \alpha} + \frac{b \sin \gamma}{c^2 \cos \beta} \right) dc.$$

Преобразуем выражение в скобках при $\frac{\sin \gamma}{c} = \frac{\sin \alpha}{a}$:

$$\frac{a \sin \gamma}{c^2 \cos \alpha} + \frac{b \sin \gamma}{c^2 \cos \beta} = \frac{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta}{c} = \frac{\sin(\alpha + \beta)}{c \cos \alpha \cos \beta} = \frac{\sin \gamma}{c \cos \alpha \cos \beta}.$$

Полагая, что $\cos \alpha = \cos \beta = 1$, имеем

$$dS = \frac{\sin \gamma}{c} da + \frac{\sin \gamma}{c} db - \frac{\sin \gamma}{c} dc.$$

Перейдя к средним погрешностям, получим

$$m_S^2 = \frac{\sin^2 \gamma}{c^2} (m_a^2 + m_b^2 + m_c^2),$$

или

$$m_S = \frac{\rho'' \sin \gamma}{c} \sqrt{m_a^2 + m_b^2 + m_c^2}. \quad (\text{XVII.11})$$

При $m_a = m_b = m_c = m$

$$m_S = \frac{\sqrt{3} \sin \gamma}{c} m \rho''. \quad (\text{XVII.12})$$

Пусть $\gamma = 2^\circ 43'$, $c = 2,605$ м, $m = \pm 0,001$ м. Тогда

$$m_S = \frac{\sqrt{3} \sin 2^\circ 43'}{2,6} 0,001 \cdot 206\,000'' = \pm 6''.$$

Таким образом, погрешности измерения сторон оказывают незначительное влияние на погрешность суммы углов соединительного треугольника, вычисленных по формуле синусов.

Проведенное исследование показывает, что сумма углов соединительного треугольника не может служить контролем правильности измерений его сторон и углов. Сумма углов может быть использована как контроль вычисления углов соединительного треугольника.

§ 138. ВЛИЯНИЕ ПОГРЕШНОСТЕЙ ЦЕНТРИРОВАНИЯ ТЕОДОЛИТА В ТОЧКЕ С НА ТОЧНОСТЬ ПРИМЫКАНИЯ К ОТВЕСАМ

Пусть A и B — отвесы (см. рис. 200); C — точка, в которой должен стоять теодолит; C_1 — точка, в которой фактически находится теодолит; D — первая вершина подземного полигонометрического хода.

В результате примыкания к отвесам должен быть найден дирекционный угол (CD). Вследствие неверной установки теодолита в точке C_1 будет найден дирекционный угол линии (C_1D).

Найдем разность между указанными дирекционными углами. Из рис. 200 имеем:

$$\begin{aligned}(C_1D) &= (AB) - \beta_1 - \gamma_1 \pm 2 \cdot 180^\circ; \\(CD) &= (AB) - \beta - \gamma \pm 2 \cdot 180^\circ; \\(C_1D) - (CD) &= (\beta - \beta_1) + (\gamma - \gamma_1); \\ \beta - \beta_1 &= -\Delta\beta; \quad C_1 = C - \Delta\gamma - \Delta\beta.\end{aligned}$$

Отсюда

$$(C_1D) - (CD) = \Delta\gamma. \quad (\text{XVII.13})$$

Погрешность $\Delta\gamma$ не зависит от длины сторон соединительного треугольника. Отсюда приближение точки C к отвесам не опасно в отношении влияния погрешности центрирования теодолита в вершине измеряемого угла.

Обозначим:

$e = CC_1$ — среднюю линейную погрешность центрирования теодолита в точке C ;

φ_i — угол между направлениями линейной погрешности e и стороны CD .

Случайное значение угловой погрешности

$$\Delta\gamma_i'' = \frac{e \sin \varphi_i}{d - e \cos \varphi_i} \rho''.$$

Пренебрегая величиной $e \cos \varphi_i$ ввиду ее относительно малой величины по сравнению с расстоянием d , получаем

$$\Delta\gamma_i'' = \frac{e \sin \varphi_i}{d} \rho''.$$

Среднюю погрешность примыкания к отвесам из-за неправильного центрирования теодолита находят как среднюю квадратическую из частных значений погрешностей $\Delta\gamma_i$. Тогда

$$m_\gamma = \pm \frac{e}{d\sqrt{2}} \rho''. \quad (\text{XVII.14})$$

Из формулы (XVII.14) видно, что влияние погрешности центрирования теодолита в точке C на точность примыкания может быть уменьшено путем увеличения расстояния CD и более тщательным центрированием теодолита в точке C .

§ 139. ОБЩАЯ ПОГРЕШНОСТЬ ОРИЕНТИРОВАНИЯ

Общая погрешность ориентирования характеризуется погрешностью дирекционного угла первой стороны подземного полигонометрического хода. В случае примыкания на поверхности и в шахте способом соединительного треугольника (см. рис. 35) дирекционный угол первой стороны подземного полигонометрического хода (C_1D_1) определяется по формуле

$$(C_1D_1) = (DC) + DCB + \beta - \alpha_1 + AC_1D_1 \pm 4 \cdot 180^\circ, \quad (\text{XVII.15})$$

где (DC) — дирекционный угол исходной стороны на поверхности; DCB и AC_1D_1 — примычные углы на поверхности и в шахте; β и α_1 — углы соединительных треугольников при отвесах на поверхности и в шахте.

Общая погрешность дирекционного угла (C_1D_1) выразится формулой

$$M_{(C_1D_1)}^2 = M_{(DC)}^2 + M_{DCB}^2 + m_\beta^2 + m_{\alpha_1}^2 + M_{AC_1D_1}^2 + \theta^2. \quad (\text{XVII.16})$$

Поскольку погрешность дирекционного угла исходной стороны на поверхности $M_{(DC)}$ не зависит от способа ориентирования, то при оценке точности ориентирования рассматриваемым способом ее можно опустить:

$$M_{(C_1D_1)}^2 = M_{DCB}^2 + m_\beta^2 + m_{\alpha_1}^2 + M_{AC_1D_1}^2 + \theta^2. \quad (\text{XVII.17})$$

Погрешность измерения угла M_{DCB} обусловлена влиянием инструментальной погрешности m_i и погрешностями центрирования теодолита m_v и сигнала m_c .

Отсюда

$$M_{DCB}^2 = m_i^2 + m_v^2 + m_c^2. \quad (\text{XVII.18})$$

Как известно из предыдущего,

$$m_i = \pm \sqrt{\frac{m_v^2}{n} + \frac{m_0^2}{2n^2}} \quad \text{— для способа повторений;}$$

$$m_v = \pm \frac{e}{d\sqrt{2}} \rho''; \quad m_c = \pm \frac{e_c}{d\sqrt{2}} \rho''.$$

Приняв линейные погрешности центрирования теодолита и сигнала равными, т. е. $e = e_c$, и подставив в выражение значения входящих в него величин, получим

$$M_{DCB} = \pm \sqrt{\frac{m_v^2}{n} + \frac{m_0^2}{2n^2} + \frac{e^2}{d^2} \rho^2}, \quad (\text{XVII.19})$$

где m_v — погрешность визирования; m_0 — погрешность отсчета по горизонтальному кругу теодолита; n — число повторений при измерении горизонтального угла; d — длина стороны CD .

Погрешность примычного угла $M_{AC_1D_1}$ определяется по аналогичной формуле. Погрешности углов треугольников при отвесах m_{α_1} , m_β вычисляются по формулам (XVII.2) (XVII.3) или для треугольников выгодной формы — по формулам (XVII.4), (XVII.5). Угловую погрешность проектирования точек определяем по формуле (XVI.10).

§ 140. ПОГРЕШНОСТЬ ПРИМЫКАНИЯ
К ОТВЕСАМ СОЕДИНИТЕЛЬНЫМ ЧЕТЫРЕХУГОЛЬНИКОМ

Известно несколько решений рассматриваемой задачи. Ниже приведены формулы, предложенные Е. Н. Шульго, которые являются наиболее удобными для практического использования.

Точность примыкания соединительным четырехугольником определяется средней квадратической погрешностью дирекционного угла (P_1P_2), которая зависит от формы соединительного четырехугольника и средней погрешности измерения углов при точках P_1 и P_2 .

Из решения соединительного четырехугольника, рассмотренного в § 27, известно, что

$$(P_1P_2) = (AB) - (AB)'. \quad (\text{XVII.20})$$

Общая погрешность дирекционного угла линии (P_1P_2) будет

$$m_{(P_1P_2)}^2 = m_{(AB)}^2 + m_{(AB)'}^2. \quad (\text{XVII.21})$$

Так как $m_{(AB)}$ не зависит от способа примыкания на ориентированном горизонте, то для решения поставленной задачи примем $m_{(AB)} = 0$. Тогда

$$m_{(P_1P_2)} = m_{(AB)'}. \quad (\text{XVII.22})$$

Дирекционный угол створа отвесов (AB)' в условной системе координат определяется по формуле

$$\text{tg}(AB)' = \frac{y'_B - y'_A}{x'_B - x'_A},$$

где y'_B , y'_A , x'_B , x'_A — координаты отвесов A , B , вычисленные в условной системе.

Определяем погрешность $m_{(AB)'}$, используя известную из теории погрешностей формулу погрешности функции непосредственно измеренных величин.

Тогда погрешность $m_{(AB)'}$ будет

$$m_{(AB)'} = \pm m_B \sqrt{\frac{[x'_B(1-y'_A) - x'_A(1-y'_B)]^2 [(y'^2_A + x'^2_A) x'^2_B + (y'^2_B + x'^2_B) x'^2_A] + (y'_A x'_B - y'_B x'_A)^2 \times \{[(1-y'^2_A) + x'^2_A]^2 x'^2_B + [(1-y'^2_B) + x'^2_B]^2 x'^2_A\}}{x'^2_A x'^2_B c^2}}, \quad (\text{XVII.23})$$

где c — расстояние между отвесами A , B .

Если четырехугольник имеет форму квадрата, то, используя приведенную выше формулу, получаем следующие значения погрешностей примыкания:

при одностороннем примыкании $m_{(AB)'} = \pm 3,16m_B$;

при двустороннем примыкании $m_{(AB)'} = \pm m_B$.

Для определения погрешности примыкания и выбора наиболее выгодной формы соединительного четырехугольника используются специальные номограммы, построенные для симметричных форм

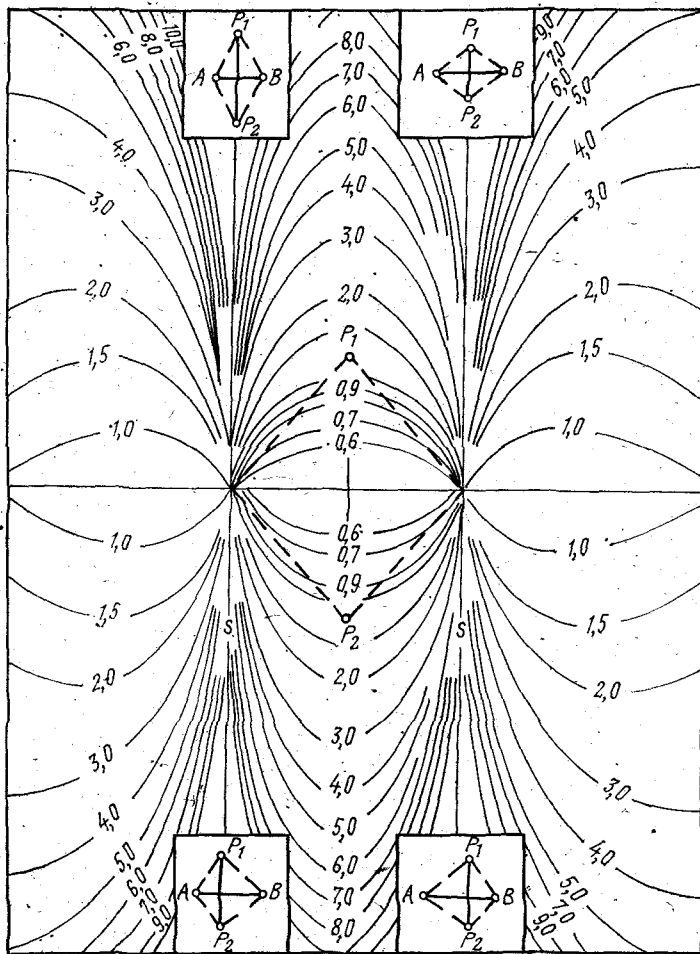


РИС. 201. Номограмма погрешностей при двустороннем примыкании четырехугольником

четырёхугольника, представленные на рис. 201, 202, 203. Номограммы составлены для схем измерения углов, обозначенных на этих рисунках.

Практически определение погрешности примыкания соединительным четырёхугольником с использованием номограмм производится в следующей последовательности:

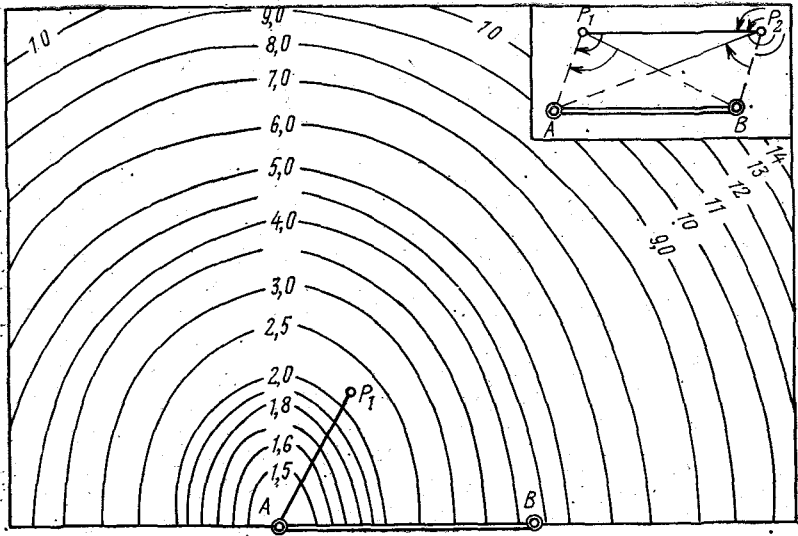


РИС. 202. Номограмма погрешностей для четырехугольника в форме параллелограмма

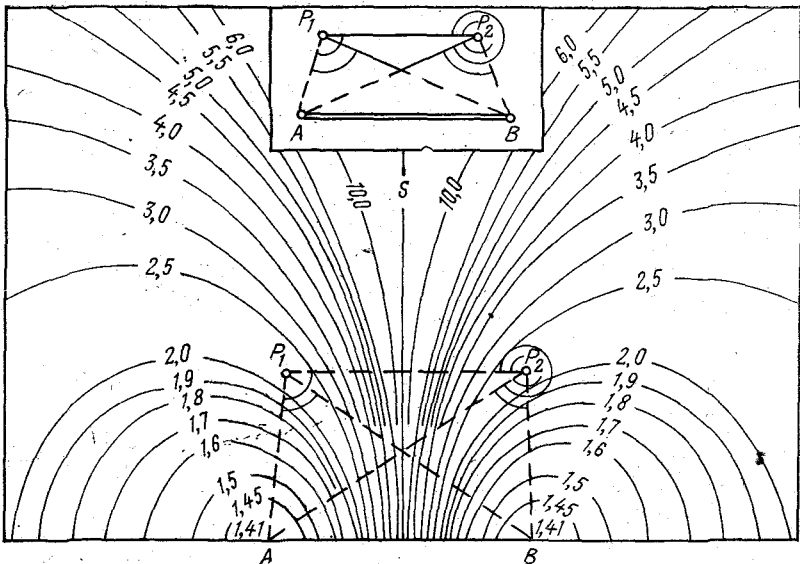


РИС. 203. Номограмма погрешностей при трапецидальной форме четырехугольника

1. На миллиметровой бумаге в масштабе 1 : 100 или 1 : 200 изображают сечение ствола шахты и околоствольный двор, показывают положение отвесов A, B .

2. На чертеже также показывают удобное расположение точек P_1 и P_2 , стремясь создать геометрически правильную форму соединительного четырехугольника.

3. Полученный четырехугольник изображают на прозрачной бумаге в масштабе номограммы, с которой совмещают его по линии AB .

4. По положению точек P_1 и P_2 (для номограммы рис. 202 только точки P_1) определяют по изобиниям номограммы погрешность примыкания в единицах погрешности измерения угла n .

5. Погрешность примыкания способом соединительного четырехугольника определяют по формуле $m_{(AB)'} = nm_p$.

Если полученная погрешность примыкания будет удовлетворять установленному допуску, переносят положение точек P_1 и P_2 с помощью рулеточных измерений из проекта в натуру. В противном случае следует изменить форму соединительного четырехугольника или уменьшить погрешность измерения углов.

Практически наиболее выгодной формой соединительного четырехугольника при двустороннем и одностороннем примыкании является квадрат.

§ 141. СТУПЕНЧАТОЕ ОРИЕНТИРОВАНИЕ ЧЕРЕЗ ОДИН ВЕРТИКАЛЬНЫЙ СТВОЛ

Ориентирование подземных съемок нескольких горизонтов через один вертикальный ствол может быть выполнено непосредственно с земной поверхности на каждый горизонт или ступенчатым способом, начиная с поверхности последовательно с горизонта на горизонт (рис. 204). Методика ступенчатого ориентирования и анализ его погрешностей приведены в работе проф. И. Г. Лисицы*.

При рассмотрении погрешностей ориентирования будем считать, что примыкание на поверхности и всех горизонтах выполняется одним и тем же способом, а следовательно, погрешности примыкания будут одинаковыми. Учитывая это условие, определяем влияние погрешности проектирования точек на погрешность ориентирования при непосредственном и ступенчатом способах.

Обозначим:

H — глубина вертикального ствола шахты;

n — число горизонтов;

h_0 — расстояние между горизонтами;

e_0 — линейная погрешность проектирования на глубину h_0 одного горизонта.

* Лисица И. Г. Ступенчатый способ ориентирования шахт. — Горный журнал, 1960, № 4, с. 64—67.

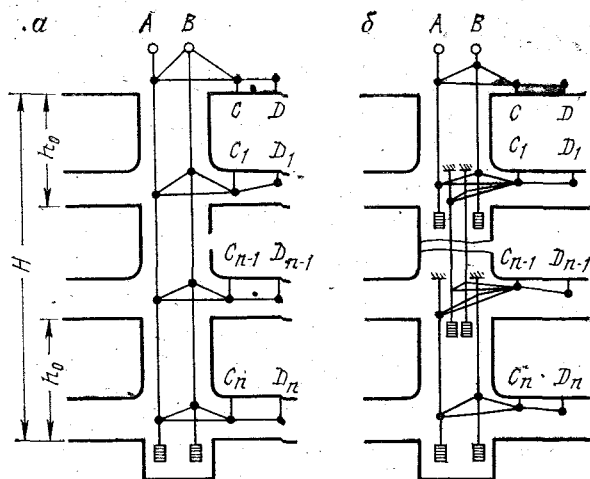


РИС. 204. Схема ориентирования подземных съемок горизонтов непосредственным (а) и ступенчатым (б) способами

Принимая линейную погрешность проектирования пропорциональной глубине ствола шахты и рассматривая ее как случайную величину, получаем общую погрешность проектирования e_n на горизонте n (рис. 205):

при ступенчатом ориентировании

$$e_n = e_0 \sqrt{n}; \quad (\text{XVII.24})$$

при непосредственном ориентировании

$$e_n = e_0 n. \quad (\text{XVII.25})$$

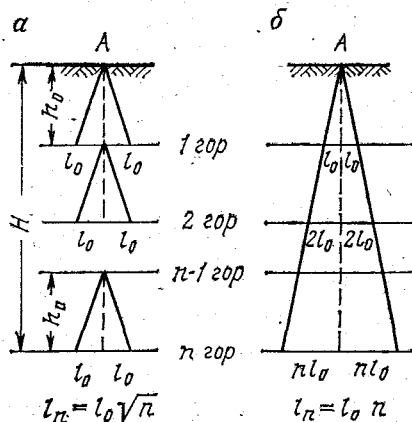


РИС. 205. Линейная погрешность проектирования:

а — при ступенчатом и непосредственном (б) ориентировании

Сравнивая формулы (XVII.24) и (XVII.25), видим, что при ступенчатом ориентировании линейная погрешность проектирования будет в \sqrt{n} раз меньше, чем при ориентировании непосредственно с поверхности.

Теперь рассмотрим совместное влияние погрешностей при замыканиях и проектирования при указанных способах ориентирования. При ступенчатом ориентировании n -го горизонта число замыканий в n раз больше, чем при ориентировании непосредствен-

ным способом. Известно, что угловая погрешность проектирования определяется по формуле

$$\theta = \frac{e_1 H}{c} \rho'',$$

где e_1 — линейная погрешность проектирования на глубину 1 м; H — глубина ствола шахты; c — расстояние между отвесами; $\rho'' = 206\,265$.

Общая погрешность ориентирования горизонта n непосредственным способом будет

$$M_1 = \pm \sqrt{2m_n^2 + \theta^2}, \quad (\text{XVII.26})$$

а при ориентировании ступенчатым способом

$$M_2 = \pm \sqrt{2m_n^2 n + \frac{\theta^2}{n}}. \quad (\text{XVII.27})$$

Для решения вопроса о выборе способа ориентирования был произведен анализ выражения (XVII.27) с целью определения, при каком значении числа горизонтов n погрешность M_2 будет наименьшей.

В результате этого анализа установлено, что M_2 будет наименьшей в том случае, если

$$n = \frac{\theta}{m_n \sqrt{2}}. \quad (\text{XVII.28})$$

Полученное выражение показывает, что если $n = 1$, то ориентирование горизонта следует производить непосредственным способом. При $n > 1$ погрешность M_2 будет больше M_1 и тогда более точным будет ступенчатое ориентирование. Значение n , округленное до целого, представляет наиболее выгодное число горизонтов при ориентировании. Ступенчатый способ ориентирования находит широкое применение на горных предприятиях, так как он более прост в исполнении, не требует установки сложного оборудования и обеспечивает необходимую точность ориентирования.

Глава XVIII

АНАЛИЗ ПОГРЕШНОСТЕЙ ОРИЕНТИРОВАНИЯ ЧЕРЕЗ ДВА ВЕРТИКАЛЬНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛА

§ 142. ОБЩАЯ ПОГРЕШНОСТЬ ОРИЕНТИРОВАНИЯ

Общая схема и методика ориентирования через два вертикальных ствола были рассмотрены в общей части курса. Известно, что при ориентировании через два вертикальных ствола выполняются следующие виды работ:

проектирование точек;

определение координат отвесов на поверхности;
 проведение соединительного полигонометрического хода между отвесами на ориентируемом горизонте.

Каждый из этих видов работ сопровождается соответствующими погрешностями, которые оказывают влияние на общую погрешность ориентирования.

Общая погрешность дирекционного угла какой-либо стороны подземного соединительного полигонометрического хода будет

$$M_0 = \pm \sqrt{\theta^2 + m_{(AB)}^2 + m_{\alpha_{\beta, l}}^2}, \quad (\text{XVIII.1})$$

где θ — угловая погрешность проектирования направления; $m_{(AB)}$ — погрешность определения дирекционного угла створа отвесов на поверхности; $m_{\alpha_{\beta, l}}$ — погрешность дирекционного угла стороны подземного полигонометрического хода, обусловленная погрешностями измерения его углов и длины сторон.

Угловая погрешность проектирования θ определяется по формулам (XVI.9), (XVI.10).

Рассмотрим определение погрешностей $m_{(AB)}$, $m_{\alpha_{\beta, l}}$.

§ 143. ПОГРЕШНОСТЬ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ДИРЕКЦИОННОГО УГЛА СТВОРА ОТВЕСОВ НА ПОВЕРХНОСТИ

Координаты отвесов A, B при ориентировании через два вертикальных ствола определяются из полигонометрических ходов на поверхности, проложенных от исходной стороны CD до соответствующих отвесов (рис. 206).

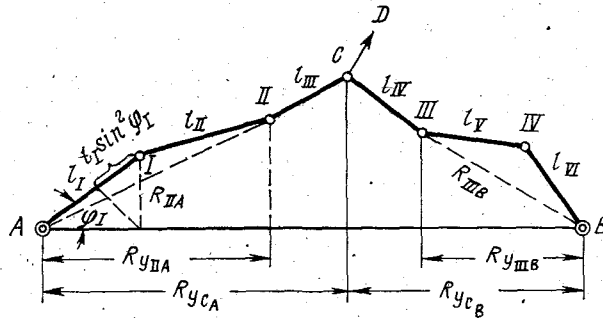


РИС. 206. Схема примыкания на поверхности

Пусть погрешности определения положения отвесов A и B в направлении, перпендикулярном к створу отвесов, будут m_A и m_B .

Тогда

$$m_{(AB)} = \pm \frac{\rho}{c} \sqrt{m_A^2 + m_B^2}. \quad (\text{XVII.2})$$

Из теории накопления погрешностей при проведении полигонометрического хода, рассмотренной выше, известно, что

$$m_A = \pm \sqrt{m_{A\beta}^2 + m_{A_l}^2} \quad \text{и} \quad m_B = \pm \sqrt{m_{B\beta}^2 + m_{B_l}^2},$$

где

$$m_{A\beta} = \pm \frac{m_\beta}{\rho} \sqrt{[R_{yi}^2]_A}; \quad m_{B\beta} = \pm \frac{m_\beta}{\rho} \sqrt{[R_{yi}^2]_B};$$

$$m_{A_l} = \pm \mu \sqrt{[l_i \sin^2 \varphi_i]_A}; \quad m_{B_l} = \pm \mu \sqrt{[l_i \sin^2 \varphi_i]_B}.$$

В этих выражениях: $R_{yi(A)}$, $R_{yi(B)}$ — проекции кратчайших расстояний от отвеса A до каждой из вершин хода AC и от отвеса B до каждой из вершин хода BC на створ отвесов AB ; l_i — длины сторон хода на поверхности; φ_i — угол, составленный стороной хода с направлением створа отвесов AB ; m_β — погрешности измерения горизонтальных углов полигонометрического хода на поверхности; μ — коэффициент влияния случайных погрешностей при измерении длины сторон.

Подставляя полученные выражения в формулу (XVIII.2), будем иметь

$$m_{(AB)} = \pm \sqrt{\frac{m_\beta^2}{c^2} [R_{yi}^2] + \frac{\rho^2 \mu^2}{c^2} [l_i \sin^2 \varphi_i]}. \quad (\text{XVIII.3})$$

Если от узловой точки C до подходного пункта имеется ход с n вершинами, то

$$m_{(AB)} = \pm \sqrt{\frac{m_\beta^2}{c^2} [R_{yi}^2] + \frac{\rho^2 \mu^2}{c^2} [l_i \sin^2 \varphi_i] + nm_\beta^2}. \quad (\text{XVIII.4})$$

Техническая инструкция по производству маркшейдерских работ требует, чтобы средняя погрешность дирекционного угла створа отвесов $m_{(AB)}$ не превышала $\pm 20''$. Если погрешность будет превышать допустимую величину, то следует изменить форму полигонометрического хода на поверхности или повысить точность измерения углов и длины сторон хода.

§ 144. ПОГРЕШНОСТЬ ДИРЕКЦИОННОГО УГЛА СТОРОНЫ ПОДЗЕМНОГО ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКОГО ХОДА, ОБУСЛОВЛЕННАЯ ПОГРЕШНОСТЯМИ ИЗМЕРЕНИЯ ЕГО УГЛОВ

Для вывода необходимых формул определения рассматриваемой погрешности введем следующие обозначения (рис. 207):

(AB) — дирекционный угол створа отвесов в системе координат, принятой на поверхности;

$(AB)'$ — дирекционный угол того же направления в условной системе координат;

- $\beta_1, \beta_2, \dots, \beta_{n-1}$ — измеренные углы подземного полигонометрического хода;
 l_1, l_2, \dots, l_n — горизонтальная длина сторон того же хода;
 $m_{\beta_1}, m_{\beta_2}, \dots, m_{\beta_{n-1}}$ — погрешности измеренных узлов хода;
 $m_{l_1}, m_{l_2}, \dots, m_{l_n}$ — погрешности измерения длины сторон хода;
 $\alpha_1, \alpha_2, \dots, \alpha_n$ — дирекционные углы сторон подземного полигонометрического хода в системе координат поверхности;
 $\alpha'_1, \alpha'_2, \dots, \alpha'_n$ — дирекционные углы тех же сторон в условной системе координат.

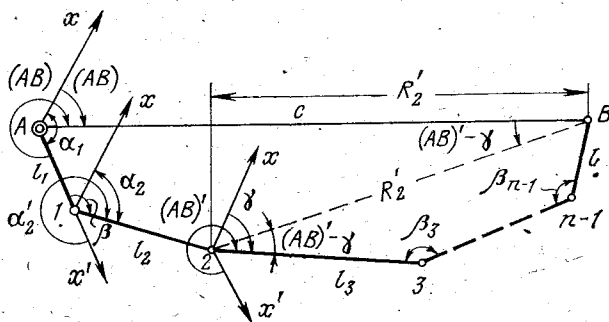


РИС. 207. Подземный соединительный полигонометрический ход

Средняя погрешность дирекционного угла стороны подземного хода, зависящая от погрешностей измерения его углов, выражается формулой

$$m_{\alpha, \beta}^2 = \left(\frac{\partial \alpha}{\partial \beta_1} \right)^2 m_{\beta_1}^2 + \left(\frac{\partial \alpha}{\partial \beta_2} \right)^2 m_{\beta_2}^2 + \dots + \left(\frac{\partial \alpha}{\partial \beta_{n-1}} \right)^2 m_{\beta_{n-1}}^2. \quad (\text{XVIII.5})$$

Найдем значения производных. Как известно,

$$\alpha = (AB) + \alpha' - (AB)'$$

Следовательно,

$$\frac{\partial \alpha}{\partial \beta} = \frac{\partial (AB)}{\partial \beta} + \frac{\partial \alpha'}{\partial \beta} - \frac{\partial (AB)'}{\partial \beta}.$$

Однако $\frac{\partial (AB)}{\partial \beta} = 0$, так как (AB) определялось без участия углов $\beta_1, \beta_2, \dots, \beta_{n-1}$. Тогда

$$\frac{\partial \alpha}{\partial \beta} = \frac{\partial \alpha'}{\partial \beta} - \frac{\partial (AB)'}{\partial \beta}.$$

Для определения производной $\frac{\partial (AB)'}{\partial \beta}$ найдем дифференциал выражения

$$\operatorname{tg} (AB)' = \frac{y'_B}{x'_B};$$

$$\frac{d (AB)'}{\cos^2 (AB)'} = \frac{x'_B dy'_B - y'_B dx'_B}{(x'_B)^2}.$$

Однако

$$x'_B = c \cos (AB)'; \quad y'_B = c \sin (AB)'.$$

Следовательно,

$$\frac{d (AB)'}{\cos^2 (AB)'} = \frac{c \cos (AB)' dy'_B - c \sin (AB)' dx'_B}{c^2 \cos^2 (AB)'}$$

Сократив, получим

$$cd (AB)' = dy'_B \cos (AB)' - dx'_B \sin (AB)'.$$

От дифференциалов перейдем к производным

$$c \frac{\partial (AB)'}{\partial \beta} = \frac{\partial y'_B}{\partial \beta} \cos (AB)' - \frac{\partial x'_B}{\partial \beta} \sin (AB)'.$$

Ранее было доказано, что

$$\frac{\partial y'_B}{\partial \beta} = R \cos \gamma; \quad \frac{\partial x'_B}{\partial \beta} = -R \sin \gamma,$$

где R — кратчайшее расстояние от вершины угла β до точки B ; γ — условный дирекционный угол луча R .

Подставив эти величины в выражение производной, получим:

$$c \frac{\partial (AB)'}{\partial \beta} = R \cos \gamma \cos (AB)' + R \sin \gamma \sin (AB)';$$

$$c \frac{\partial (AB)'}{\partial \beta} = R \cos [(AB)' - \gamma].$$

Однако $R \cos [(AB)' - \gamma]$ есть проекция луча R на линию AB . Обозначим ее через R' , тогда

$$\frac{\partial (AB)'}{\partial \beta} = \frac{R'}{c}.$$

В соответствии с этим общее выражение производной запишем так:

$$\frac{\partial \alpha}{\partial \beta} = \frac{\partial \alpha'}{\partial \beta} - \frac{R'}{c}. \quad (\text{XVIII.6})$$

Используем формулы (XVIII.5) и (XVIII.6) для отыскания погрешности дирекционного угла каждой из сторон подземного полигонометрического хода.

Погрешность 1-й стороны. В этом случае $\alpha' = 0$ или какой-либо другой величине, выбираемой произвольно вне зависимости от углов $\beta_1, \beta_2, \dots, \beta_{n-1}$. Отсюда

$$\frac{\partial \alpha'_1}{\partial \beta_1} = \frac{\partial \alpha'_1}{\partial \beta_2} = \frac{\partial \alpha'_1}{\partial \beta_3} = \dots = \frac{\partial \alpha'_1}{\partial \beta_{n-1}} = 0.$$

Согласно доказанному ранее:

$$\frac{\partial (AB)'}{\partial \beta_1} = \frac{R'_1}{c}; \quad \frac{\partial (AB)'}{\partial \beta_2} = \frac{R'_2}{c}; \quad \frac{\partial (AB)'}{\partial \beta_{n-1}} = \frac{R'_{n-1}}{c}.$$

В соответствии с этим согласно формуле (XVIII.6):

$$\frac{\partial \alpha_1}{\partial \beta_1} = -\frac{R'_1}{c}; \quad \frac{\partial \alpha_1}{\partial \beta_2} = -\frac{R'_2}{c}; \quad \dots; \quad \frac{\partial \alpha_1}{\partial \beta_{n-1}} = -\frac{R'_{n-1}}{c}.$$

Подставив значение производных в формулу (XVIII.5), получим

$$m_{\alpha_{1\beta}}^2 = \frac{(R'_1)^2}{c^2} m_{\beta_1}^2 + \frac{(R'_2)^2}{c^2} m_{\beta_2}^2 + \dots + \frac{(R'_{n-1})^2}{c^2} m_{\beta_{n-1}}^2$$

или сокращенно

$$m_{\alpha_{1\beta}}^2 = \frac{1}{c^2} \sum_{i=1}^{i=n-1} (R'_i)^2 m_{\beta_i}^2. \quad (\text{XVIII.7})$$

При равноточном измерении углов

$$m_{\alpha_{1\beta}}^2 = \frac{m_{\beta}^2}{c^2} \sum_{i=1}^{i=n-1} (R'_i)^2. \quad (\text{XVIII.8})$$

Погрешность 2-й стороны

$$\alpha'_2 = \alpha'_1 + \beta_1 \pm 180.$$

Отсюда

$$\frac{\partial \alpha'_2}{\partial \beta_1} = 1;$$

$$\frac{\partial \alpha'_2}{\partial \beta_2} = \frac{\partial \alpha'_2}{\partial \beta_3} = \dots = \frac{\partial \alpha'_2}{\partial \beta_{n-1}} = 0.$$

Тогда согласно формуле (XVIII.6):

$$\frac{\partial \alpha_2}{\partial \beta_1} = 1 - \frac{R'_1}{c};$$

$$\frac{\partial \alpha_2}{\partial \beta_2} = -\frac{R'_2}{c}; \quad \frac{\partial \alpha_2}{\partial \beta_{n-1}} = -\frac{R'_{n-1}}{c};$$

$$m_{\alpha_{2\beta}}^2 = \left(1 - \frac{R'_1}{c}\right)^2 m_{\beta_1}^2 + \frac{(R'_2)^2}{c^2} m_{\beta_2}^2 + \dots + \frac{(R'_{n-1})^2}{c^2} m_{\beta_{n-1}}^2$$

или сокращенно

$$m_{\alpha_{2\beta}}^2 = \frac{1}{c^2} \sum_{i=1}^{i=n-1} (R'_i)^2 m_{\beta_i}^2 + \left(1 - \frac{2R'_1}{c}\right) m_{\beta_1}^2. \quad (\text{XVIII.9})$$

При равноточных углах

$$m_{\alpha_{2\beta}}^2 = \frac{m_{\beta}^2}{c^2} \sum_{i=1}^{i=n-1} (R'_i)^2 + \left(1 - \frac{2R'_1}{c}\right) m_{\beta}^2. \quad (\text{XVIII.10})$$

Сопоставив формулу (XVIII.10) с формулой (XVIII.8), получим

$$m_{\alpha_{2\beta}}^2 = m_{\alpha_{1\beta}}^2 + \left(1 - \frac{2R'_1}{c}\right) m_{\beta_1}^2. \quad (\text{XVIII.11})$$

Если подземный ход достаточно длинен, то $\frac{2R'_1}{c}$ больше единицы, следовательно,

$$m_{\alpha_{2\beta}} < m_{\alpha_{1\beta}}.$$

Погрешность 3-й стороны

$$\alpha_3 = \alpha_1 + \beta_1 + \beta_2 \pm 2 \cdot 180^\circ.$$

Аналогично предыдущему получим

$$m_{\alpha_{3\beta}}^2 = m_{\alpha_{1\beta}}^2 + \left(1 - \frac{2R'_1}{c}\right) m_{\beta_1}^2 + \left(1 - \frac{2R'_2}{c}\right) m_{\beta_2}^2. \quad (\text{XVIII.12})$$

При равноточных измерениях углов

$$m_{\alpha_{3\beta}}^2 = m_{\alpha_{1\beta}}^2 + \left(2 - 2 \frac{R'_1 + R'_2}{c}\right) m_{\beta}^2. \quad (\text{XVIII.13})$$

Погрешность i-й стороны. В этом случае

$$m_{\alpha_{i\beta}}^2 = m_{\alpha_{1\beta}}^2 + \left(1 - \frac{2R'_1}{c}\right) m_{\beta_1}^2 + \left(1 - \frac{2R'_2}{c}\right) m_{\beta_2}^2 + \dots + \left(1 - \frac{2R'_{i-1}}{c}\right) m_{\beta_{i-1}}^2. \quad (\text{XVIII.14})$$

При равноточно измеренных углах

$$m_{\alpha_{i\beta}}^2 = m_{\alpha_{1\beta}}^2 + \left[(i-1) - 2 \frac{R'_1 + R'_2 + \dots + R'_{i-1}}{c} \right] m_{\beta}^2. \quad (\text{XVIII.15})$$

§ 145. ПОГРЕШНОСТЬ ДИРЕКЦИОННОГО УГЛА СТОРОНЫ
ПОДЗЕМНОГО ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКОГО ХОДА,
ОБУСЛОВЛЕННАЯ ПОГРЕШНОСТЯМИ
ИЗМЕРЕНИЯ ДЛИНЫ ЕГО СТОРОН

Искомая средняя погрешность дирекционного угла стороны подземного полигонометрического хода выражается формулой

$$m_{\alpha_i}^2 = \left(\frac{\partial \alpha}{\partial l_1}\right)^2 m_{l_1}^2 + \left(\frac{\partial \alpha}{\partial l_2}\right)^2 m_{l_2}^2 + \dots + \left(\frac{\partial \alpha}{\partial l_n}\right)^2 m_{l_n}^2. \quad (\text{XVIII.16})$$

Как известно, $\alpha = (AB) + \alpha' - (AB)'$. Поэтому

$$\frac{\partial \alpha}{\partial l} = \frac{\partial (AB)}{\partial l} + \frac{\partial \alpha'}{\partial l} - \frac{\partial (AB)'}{\partial l}.$$

Однако $\frac{\partial (AB)}{\partial l} = \frac{\partial \alpha'}{\partial l} = 0$, а поэтому

$$\frac{\partial \alpha}{\partial l} = -\frac{\partial (AB)'}{\partial l}.$$

Выше мы имели

$$cd (AB)' = dy'_B \cos (AB)' - dx'_B \sin (AB)'.$$

Перейдем к производным

$$c \frac{\partial (AB)'}{\partial l} = \frac{\partial y'_B}{\partial l} \cos (AB)' - \frac{\partial x'_B}{\partial l} \sin (AB)'.$$

Было доказано, что

$$\frac{\partial y'_B}{\partial l} = \sin \alpha'; \quad \frac{\partial x'_B}{\partial l} = \cos \alpha'.$$

Поэтому

$$\frac{\partial (AB)'}{\partial l} = \frac{1}{c} [\sin \alpha' \cos (AB)' - \cos \alpha' \sin (AB)'] = \frac{\sin \delta}{c}, \quad (\text{XVIII.17})$$

где $\delta = \alpha' - (AB)'$ — угол между стороной хода и направлением створа отвесов.

Найденные значения производных подставим в формулу (XVIII.16)

$$m_{\alpha_1}^2 = \frac{\sin^2 \delta_1}{c^2} m_{l_1}^2 + \frac{\sin^2 \delta_2}{c^2} m_{l_2}^2 + \dots + \frac{\sin^2 \delta_n}{c^2} m_{l_n}^2$$

или сокращенно

$$m_{\alpha_1}^2 = \frac{(\rho'')^2}{c^2} \sum_{i=1}^{i=n} \sin^2 \delta_i m_{l_i}^2. \quad (\text{XVIII.18})$$

Последняя формула справедлива для любой стороны.

Учитывая, что на погрешность дирекционного угла m_{α_1} оказывают влияние только случайные погрешности при измерении длин, формула (XVIII.18) в соответствии с § 116 примет вид

$$m_{\alpha_1} = \pm \frac{\mu \rho''}{c} \sqrt{\sum_{i=1}^{i=n} l_i \sin^2 \delta_i}. \quad (\text{XVIII.19})$$

§ 146. ПОГРЕШНОСТЬ ДИРЕКЦИОННОГО УГЛА СТОРОНЫ
ВЫТЯНУТОГО РАВНОСТОРОННЕГО ПОДЗЕМНОГО
ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКОГО ХОДА

Используем выведенные выше формулы для анализа полигонометрического равностороннего хода, вытянутого между точками *A* и *B*. Для такого хода

$$l_1 = l_2 = \dots = l_n = l;$$

$$\beta_1 = \beta_2 = \dots = \beta_{n-1} = 180^\circ.$$

В этом случае для всех сторон $\delta = 0$, так как они совпадают с прямой *AB*. Согласно формуле (XVIII.19)

$$m_{\alpha_i} = 0.$$

Это обстоятельство указывает на чрезвычайную выгодность вытянутой формы полигонометрических ходов при ориентировании через два ствола. В этом случае погрешности измерения сторон не оказывают никакого влияния на погрешность ориентирования.

Проанализируем влияние погрешностей измерения углов, считая их измеренными равноточно со средней погрешностью m_β . В этом случае.

$$c = nl;$$

$$R'_1 = (n - 1)l;$$

$$R'_2 = (n - 2)l;$$

$$\dots \dots \dots$$

$$R'_{n-1} = l.$$

Тогда погрешность дирекционного угла первой стороны согласно формуле (XVIII.8) перепишем в следующем виде:

$$m_{\alpha_{1\beta}}^2 = \frac{m_\beta^2}{n^2 l^2} [(n - 1)^2 l^2 + (n - 2)^2 l^2 + \dots + 2^2 l^2 + l^2];$$

$$m_{\alpha_{1\beta}}^2 = m_\beta^2 \frac{(n - 1)(2n - 1)}{6n}. \quad (\text{XVIII.20})$$

Аналогично, согласно формуле (XVIII.11) погрешность второй стороны будет

$$m_{\alpha_{2\beta}}^2 = m_{\alpha_{1\beta}}^2 - \frac{n - 2}{n} m_\beta^2.$$

Определим погрешность последней стороны, для которой $i = n$.

Согласно формуле (XVIII.15)

$$m_{\alpha_{n\beta}}^2 = m_{\alpha_{1\beta}}^2 + m_\beta^2 \left(n - 1 - 2 \frac{R'_1 + R'_2 + \dots + R'_{n-1}}{nl} \right).$$

Однако

$$R'_1 + R'_2 + \dots + R'_{n-1} = (n-1)l + (n-2)l + \dots + l = \frac{n(n-1)l}{2}.$$

Тогда

$$n-1 - 2 \frac{n(n-1)l}{2} = 0.$$

Следовательно,

$$m_{\alpha_{n\beta}} = m_{\alpha_{1\beta}},$$

т. е. погрешность дирекционного угла последней стороны вытянутого равностороннего хода равна погрешности первой его стороны.

§ 147. УРАВНИВАНИЕ ОРИЕНТИРОВКИ ЧЕРЕЗ ДВА И БОЛЕЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛА

Погрешности измерения углов и длины сторон полигонометрических ходов на поверхности и в шахте при ориентировании через два вертикальных шахтных ствола обуславливают расхождение расстояний между отвесами. Поскольку точность измерения угловых и линейных элементов полигонометрического хода на поверхности значительно выше точности измерения этих элементов в шахте, то можно принять координаты отвесов, определенные на поверхности, за безошибочные.

Уравнивание ориентировки через два ствола может быть выполнено упрощенным или строгим способом.

В практике уравнивание подземного соединительного хода между отвесами производят упрощенным способом путем распределения невязки в координатах на приращения координат пропорционально длине сторон хода.

При проведении подземных соединительных полигонометрических ходов между тремя и более отвесами возникает необходимость совместного уравнивания этих ходов. Задача уравнивания ориентировки через три и более вертикальных ствола исследовалась многими советскими и зарубежными учеными.

Ниже рассматривается упрощенный способ уравнивания ориентировки через три и более вертикальных шахтных ствола, рекомендованный технической инструкцией по производству маркшейдерских работ.

Уравнивание ориентировки через три ствола упрощенным способом. Пусть между отвесами A , B , C (рис. 208) пройдены полигонометрические ходы с одной узловой точкой E . Координаты отвесов, определенные на поверхности, будем в последующем изложении называть действительными и обозначим через $x_A, y_A; x_B, y_B; x_C, y_C$.

Для вычисления и уравнивания подземных полигонометрических ходов поступим следующим образом:

1. Примем один из отвесов, например A , за начало условной системы координат, а первую сторону хода $A-1$ за направление ее оси абсцисс. В избранной системе вычислим условные координаты отвесов и всех вершин полигонометрических ходов ($x'_A, y'_A; x'_B, y'_B; x'_C, y'_C$).

2. Вычислим действительные и условные координаты центра тяжести системы O как средние значения координат отвесов:

$$x_0 = \frac{\sum x}{3}; \quad y_0 = \frac{\sum y}{3};$$

$$x'_0 = \frac{\sum x'}{3}; \quad y'_0 = \frac{\sum y'}{3}.$$

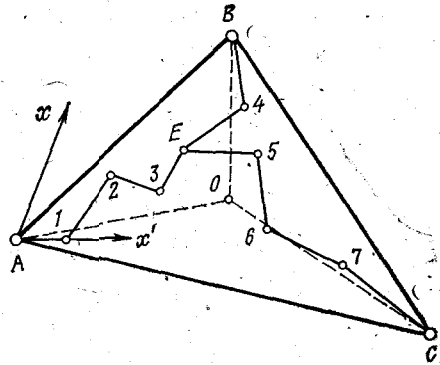


РИС. 208. Схема к уравниванию ориентировки через три отвеса упрощенным способом

3. По найденным координатам отвесов и центра тяжести вычислим действительные и условные дирекционные углы линий, их соединяющих, т. е.

$$\theta_1 = (AO); \quad \theta_2 = (BO); \quad \theta_3 = (CO);$$

$$\theta'_1 = (AO)'; \quad \theta'_2 = (BO)'; \quad \theta'_3 = (CO)'.$$

Тогда

$$\operatorname{tg} \theta_1 = \frac{y_0 - y_A}{x_0 - x_A}; \quad \operatorname{tg} \theta'_1 = \frac{y'_0 - y'_A}{x'_0 - x'_A}.$$

Так же найдутся значения остальных дирекционных углов.

4. По тем же действительным и условным координатам отвесов и точки O дважды подсчитаем расстояния $l_1 = AO; l_2 = BO$ и $l_3 = CO$, а также l'_1, l'_2, l'_3 по формулам:

$$l_1 = \frac{y_0 - y_A}{\sin (AO)} = \frac{x_0 - x_A}{\cos (AO)};$$

$$l'_1 = \frac{y'_0 - y'_A}{\sin (AO)'} = \frac{x'_0 - x'_A}{\cos (AO)'}$$

5. По разностям соответствующих пар значений действительных и условных дирекционных углов подсчитаем «ориентирную поправку»

$$\tau = \frac{[(\theta_i - \theta'_i) (l_i^0)^2]_i^N}{[(l_i^0)^2]_i^N}, \quad (\text{XVIII.21})$$

где N — число отвесов (в данном случае $N = 3$); l_i^0 — округленное до дециметров расстояние от отвесов до точки O .

6. По разностям соответствующих пар вычисленных ранее расстояний подсчитаем «масштабную поправку»

$$\Delta m = \frac{[(l_i - l'_i) l_i^0]_n^N}{[(l_i^0)^2]_n^N}. \quad (\text{XVIII.22})$$

7. В условные дирекционные углы каждой стороны полигонометрических ходов введем ориентирующую поправку τ .

8. Вычислим исправленную длину сторон полигонометрических ходов

$$l_0 = (1 + \Delta m) l.$$

9. По исправленным длинам и дирекционным углам сторон ходов вычислим приращение координат, а по ним — три значения координат узловой точки E .

10. Из трех найденных значений координат точки E найдем средневзвешенное их значение, приняв за веса каждого хода AE , BE и CE величины, обратные сумме длин их сторон, т. е.

$$p = \frac{k}{[l]}.$$

Значение постоянной k выбирают произвольно, руководствуясь удобством вычислений.

11. Уравняем отдельно каждый ход между узловой точкой и одним из отвесов, для чего распределим невязки в координатах на каждое их приращение прямо пропорционально длине сторон.

Изложенный способ уравнивания весьма прост и достаточно точен. Аналогичным образом уравнивают ориентировки через четыре и более ствола. В маркшейдерской инструкции приведены числовые примеры изложенного способа.

МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ШАХТ И ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

Глава XIX

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТАХ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ШАХТ

§ 148. ПРОЕКТНАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ

Строительство шахт производится на основе утвержденного комплексного проекта разработки месторождения. Различают три стадии проектирования шахты: составление проектного задания, технического проекта шахты и рабочих ее чертежей.

В проектном задании должна быть обоснована техническая возможность и экономическая целесообразность предполагаемого строительства, а также решение основных его моментов. Проектное задание состоит из пояснительной записки и прилагаемых к ней графических материалов: ситуационного плана месторождения, топографического плана территории шахты с указанием границ шахтного поля, геологической карты и разрезов, таблиц подсчета запасов, утвержденных в надлежащем порядке, схем вскрытия шахтного поля, разрезов по скважинам, схемы околоствольного двора, планов и разрезов технологического комплекса поверхности, плана и профиля подъездных путей, генерального плана поверхности.

После утверждения проектного задания приступают к разработке технического проекта. При составлении технического проекта разрабатывают и уточняют принятые в проектном задании решения.

Одним из основных документов технического проекта является генеральный план строительства, разрабатываемый на основе дополнительных изысканий и исследований. На этом плане указывают плановое положение и отметки всех зданий и сооружений, а также данные привязки разбивочной сети плана к топографической основе. На основе утвержденного проектного задания и технического проекта составляют рабочие чертежи будущей шахты. По ним осуществляют все строительные и монтажные работы.

Рабочие чертежи являются основой всех маркшейдерских работ при строительстве шахты.

§ 149. ЗАДАЧИ МАРКШЕЙДЕРА ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ШАХТ

При строительстве шахт основными задачами маркшейдера являются:

а) изучение проекта и его рабочих чертежей, их проверка;
б) перенесение в натуру элементов геометрической схемы за-
проектированных на поверхности шахты сооружений и подземных
горных выработок;

в) осуществление в процессе строительства сооружений на по-
верхности и проведения горных выработок маркшейдерского
контроля за соблюдением геометрической схемы, перенесенной
в натуру;

г) съемка и составление исходной графической документации
фактического положения новых сооружений и горных выработок.

Практическое выполнение перечисленных задач требует от
маркшейдера-шахтостроителя особой тщательности измерений и
вычислений, гарантирующих исполнителя от возможности грубого
промаха. При этом требуется знание технологии строительных
работ, условий работы основных механизмов и машин, что даст
возможность выбрать соответствующую методику маркшейдер-
ских измерений, обеспечивающую необходимую точность перене-
сения в натуру геометрической схемы.

Разбивка запроектированных сооружений заключается в ука-
зании на местности их характерных точек и линий, по которым
в процессе строительства с помощью простых приспособлений было
бы возможно определить положение всех деталей сооружения.

Основными документами для разбивочных работ являются
планы и вертикальные разрезы объекта, а также рабочие чертежи
деталей, на которых приводятся все размеры, необходимые для
разбивки. Перед перенесением проекта в натуру маркшейдер
должен, прежде всего, тщательно изучить рабочие чертежи, по
которым надлежит:

а) уточнить оси, которые будут приняты за исходные, и их
начало;

б) уточнить условный высотный уровень, от которого даются
условные отметки отдельных деталей сооружения;

в) проверить взаимное соответствие линейных размеров, углов
и отметок на проектных чертежах, для чего сличить общие размеры
сооружения с суммой размеров его деталей, сличить одноименные
размеры и отметки на различных проекциях и чертежах, вычислить
координаты вершин замкнутых проектных полигонов и т. д.

§ 150. ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ К ПЕРЕНЕСЕНИЮ В НАТУРУ ПРОЕКТНЫХ ДАННЫХ

Приступая к разбивке объекта в натуре, надлежит определить
необходимую и достаточную точность выноски отдельных его эле-
ментов. Исходя из этой точности намечают методику измерений,

необходимые инструменты, исходные точки и общий план работы. Существенным вопросом при этом является выбор исходных точек маркшейдерской опорной сети. Маркшейдерские опорные сети состоят из пунктов государственной геодезической сети триангуляции, полигонометрии и трилатерации 1, 2, 3 и 4 классов и геодезических сетей местного значения, создаваемых в виде аналитических сетей 1 и 2 разрядов и полигонометрических сетей 1 и 2 разрядов. В качестве высотной основы используются пункты нивелирных сетей I, II, III и IV классов.

Для принятых исходных точек геодезической основы должны быть получены официальные выписки значений их координат, дирекционных углов, отметок. Не допускается производить разбивку с точек, о точности определения которых не сохранилось сведений, а также с точек, подвергшихся обработке горными работами или частичному разрушению.

При сгущении геодезического обоснования следует учесть необходимость их долговременной сохранности, поэтому они должны располагаться в местах, где впоследствии не будут воздвигаться временные или постоянные сооружения и не будет нарушена земная поверхность и видимость между смежными пунктами.

Перед производством разбивочных работ нужно на местности ознакомиться с условиями выполнения работ временные или постоянные сооружения, проходческое оборудование и т. д. В полевом журнале следует составить детальную схему разбивки с указанием необходимых данных, которые определены с учетом их числовых значений, приведенных на рабочих чертежах.

Разбивочные работы, выполняемые маркшейдером при строительстве шахты, состоят из перенесения в натуру следующих элементов: горизонтального угла и расстояния, точек с заданными в проекте координатами, горизонтальных и наклонных осей.

§ 151. ПЕРЕНЕСЕНИЕ В НАТУРУ ГОРИЗОНТАЛЬНОГО УГЛА И ГОРИЗОНТАЛЬНОГО РАССТОЯНИЯ, ЗАДАННЫХ В ПРОЕКТЕ

При перенесении в натуру заданного горизонтального угла в зависимости от требуемой точности могут быть рекомендованы два способа.

Первый способ применяют тогда, когда требуемая точность откладывания угла меньше точности отсчета по горизонтальному кругу теодолита.

В точке A известного в натуре направления AB (рис. 209, а) устанавливают теодолит. После закрепления лимба при круге слева наводят трубу на точку B и делают отсчет a . Прибавляя к этому отсчету значение откладываемого угла β_0 , получают значение отсчета a_1 , на который устанавливают ноль алидады, предварительно открывая ее зажимной винт. По направлению визир-

ного луча выставляют точку C_1 . Переводят трубу через зенит и при круге справа повторяют указанные выше действия и выставляют C_2 . За окончательное положение точки C принимают середину между точками C_1 и C_2 . Для контроля угол BAC должен быть измерен и сопоставлен с заданным углом β .

Второй способ применяется при более точной выноске угла. Выставив точку C_1 при первом положении трубы (рис. 209, б), полученный угол BAC_1 измеряют с требуемой точностью.

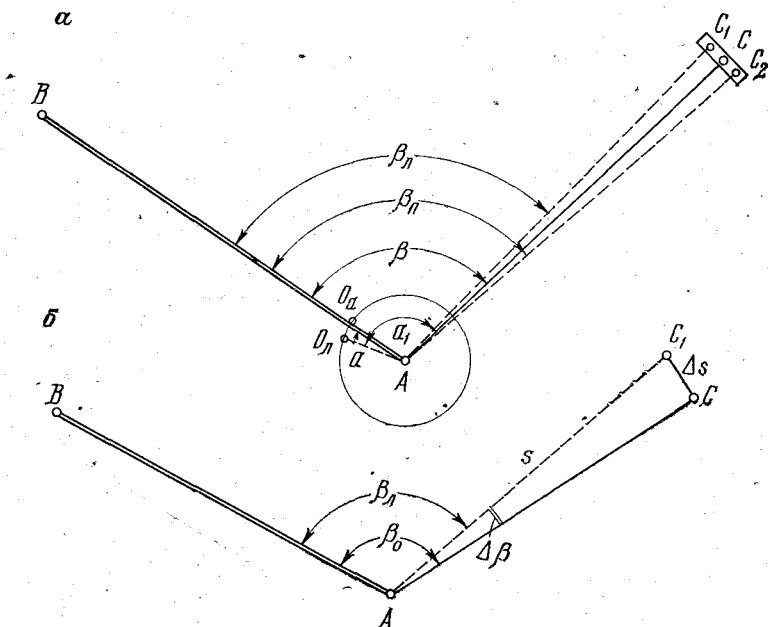


РИС. 209. Два способа перенесения в натуре горизонтального угла

Сличая значение угла $BAC_1 = \beta_{изм}$ с заданным значением β_0 , полученную разность $\Delta\beta = \beta_{изм} - \beta_0$ сопоставляют с требуемой точностью выноска. Если $\Delta\beta$ больше требуемой точности, то угол BAC_1 должен быть исправлен. Для этого, измерив расстояние $AC_1 = S$, вычисляют линейную поправку в угол

$$\Delta s = \frac{s \Delta \beta''}{\rho''},$$

на которую необходимо сместить точку C_1 , чтобы получить искомый угол β_0 . После закрепления точки C производят контрольное измерение угла BAC .

При перенесении в натуре заданного горизонтального расстояния могут встретиться два случая.

Первый случай. Проектное расстояние l сравнительно невелико (не более длины мерного прибора), а местность представлена

ровной поверхностью. Откладывание проектной длины производится следующим образом. Закрепляют в начальной точке теодолит, провешивают заданное направление, по которому устанавливают веху, и на ней отмечают высоту инструмента. После измерения угла наклона δ вычисляют наклонное расстояние

$$L = \frac{l_0}{\cos \delta},$$

которое и откладывают в натуре (здесь l_0 — проектная горизонтальная длина с учетом поправок за температуру и компарирование).

Второй случай (рис. 210). Проектное расстояние велико, требуется высокая точность откладывания, а условия местности неблагоприятны.

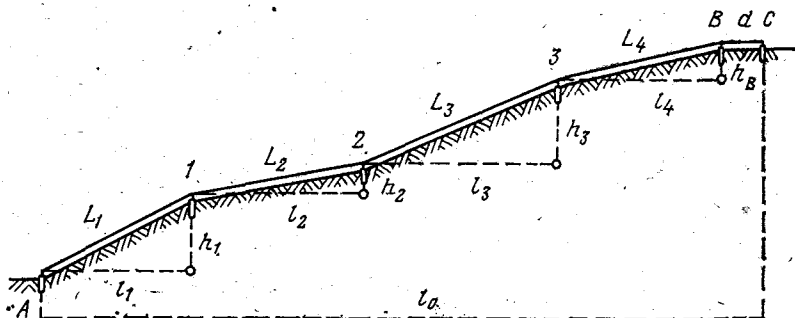


РИС. 210. Перенесение в натуре заданного в проекте горизонтального расстояния

В этом случае поступают следующим образом:

1. Устанавливают в точке A теодолит, провешивают направление AB , по которому надо отложить заданное расстояние. Откладывая наклонное расстояние L_0 , вычисленное по формуле $L_0 = \frac{l_0}{\cos \delta}$, закрепляют точку B . Угол наклона δ определяется приближенно.

2. Отрезок AB разбивают на отдельные участки так, чтобы длина их не превышала длины мерного прибора, и забивают колья.

3. Измеряют наклонные расстояния L_1, L_2, L_3, \dots между целями, забитыми в колья. При измерении рулетке придают необходимое натяжение динамометром и фиксируют температуру.

4. Посредством геометрического нивелирования определяют превышения между кольями h_1, h_2, h_3, \dots

5. Вычисляют горизонтальные проложения измеренных длин между смежными парами колея

$$l_i = L_i - \Delta L_i,$$

где ΔL_i — суммарная поправка за наклон, температуру, компарирование и провес.

Определяют сумму измеренных горизонтальных проложений Σl .

6. Вычисляют и откладывают в натуре домер d от последнего кола (вперед или назад в зависимости от знака домера), чтобы получить заданное горизонтальное расстояние l_0 до точки C :

$$d = l_0 - \Sigma l.$$

Для контроля расстояние между точками A и C измеряется и его горизонтальное проложение сравнивается с проект-ным:

§ 152. ПЕРЕНЕСЕНИЕ В НАТУРУ ТОЧЕК ПО ИХ ЗАДАНЫМ КООРДИНАТАМ

Перенесение в натуру точки P по ее заданным координатам может быть произведено следующими способами.

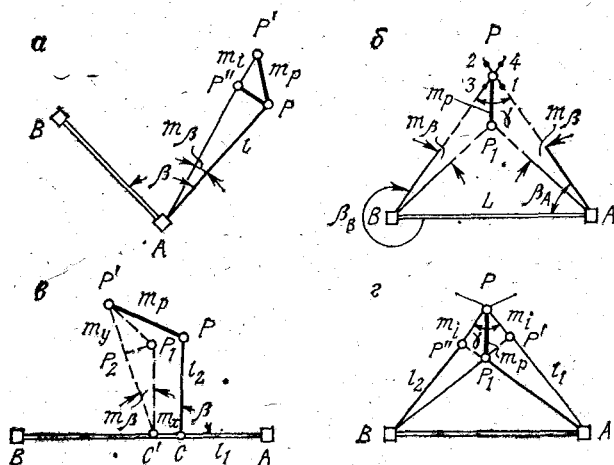


РИС. 211. Способы перенесения в натуру точек по заданным их координатам

Полярный способ. Если на местности закреплено направление AB (рис. 211 а), дирекционный угол которого и координаты точки A известны, то дирекционный угол линии AP будет равен

$$\operatorname{tg}(AP) = \frac{y_P - y_A}{x_P - x_A},$$

а угол направления на точку P

$$\beta = (AP) - (AB).$$

Вычисленное значение угла β откладывают теодолитом одним из способов, рассмотренных выше. По направлению AP откладывают горизонтальное расстояние l , вычисленное по формуле

$$l = \frac{y_P - y_A}{\sin(AP)} = \frac{x_P - x_A}{\cos(AP)},$$

и отмечают точку P .

Погрешность m_P определения положения точки P в натуре полярным способом без учета погрешностей исходных данных определяют по формуле

$$m_P = \sqrt{m_\beta^2 \frac{l^2}{\rho^2} + m_l^2},$$

где m_β — погрешность перенесения угла β в натуру; l — расстояние от исходного пункта до определяемого; m_l — погрешность перенесения расстояния в натуру.

Способ угловой засечки. Если в натуре имеются две закрепленные точки A и B (рис. 211, б), координаты которых известны, то решением обратной задачи вычисляют дирекционные углы (AB) , (AP) и (BP) , а по их разности — углы β_A и β_B . Затем углы β_A и β_B выносят в натуру теодолитами и в месте пересечения этих направлений, отмеченных точками 1, 2, 3, 4 на кольях, находят искомую точку P по пересечению натянутых проволок.

Погрешность m_P перенесения в натуру точки P угловой засечкой зависит от погрешности перенесения углов β_A и β_B и от формы треугольника и может быть вычислена по формуле

$$m_P = L \frac{m_\beta''}{\rho''} \sqrt{\frac{\sin^2 \beta_A + \sin^2 \beta_B}{\sin^4 \gamma}},$$

где L — длина стороны между исходными пунктами A и B ; γ — угол при точке P .

Наиболее точная засечка получается при угле γ , равном $109,5^\circ$.

Способ прямоугольных координат применяется при разбивке зданий и сооружений, расположенных вблизи сторон опорной сетки. Положение искомой точки P определяется длиной отрезка l_1 (абсциссы), откладываемой по стороне AB опорной сети, и длиной перпендикуляра l_2 (ординаты), откладываемой от точки C (рис. 211, в).

Если m_x — средняя погрешность откладывания абсциссы l_1 , m_y — средняя погрешность откладывания ординаты l_2 и m_β — средняя погрешность построения прямого угла на местности, то средняя погрешность положения точки P будет определяться по формуле

$$m_P = \sqrt{m_x^2 + m_y^2 + \frac{l_2^2}{\rho^2} m_\beta^2}.$$

Способ линейной засечки. Решением обратной задачи вычисляют расстояния $AP = l_1$ и $BP = l_2$. Из точек A и B . (рис. 211, г)

с помощью двух рулеток проводят дуги с радиусами l_1 и l_2 и на их пересечении находят искомую точку P . Этот способ может быть применен в том случае, если расстояния l_1 и l_2 не превышают длину мерного прибора и если участок местности ровный.

Средняя погрешность m_P определения положения точки P относительно исходных точек A и B определится формулой

$$m_P = \frac{m_i \sqrt{2}}{\sin \gamma},$$

где $m_i = m_a = m_b$ — средние погрешности измерения расстояний l_1 и l_2 ; γ — угол при определяемой точке P .

§ 153. ПЕРЕНЕСЕНИЕ В НАТУРУ ОСЕЙ

Разбивка оси заключается в восстановлении и закреплении на местности ряда точек, проекции которых на горизонтальную плоскость совпадали бы с проектным положением оси. К такого вида разбивкам приходится прибегать при перенесении в натуру осей ствола шахты, при трассировании подъездных путей, при прокладке линий электропередач, при трассировании траншей для укладки трубопровода и кабелей и т. д.

В зависимости от наличия исходных данных перенесение может быть произведено тремя способами:

1. В проекте ось задана точкой P , расположенной на ней, с известными координатами x_P и y_P и ее дирекционным углом α . Кроме того, имеются точки опорной сети A (x_A, y_A) и B (x_B, y_B). Из решения обратной геодезической задачи по координатам точек A и P определяют дирекционный угол (AP) и длину линии AP . По разности дирекционных углов (AP) и (AB) вычисляют угол направления β_P . По разности дирекционных углов α и (PA) вычисляют угол направления оси β_P . После установки теодолита в точке A откладывают от исходного направления AB с необходимой точностью угол β_A и выносят длину $AP = l$. Закрепив точку P , переносят в нее теодолит и от направления PA откладывают угол β_P и $\beta_P + 180^\circ$. По визирному лучу закрепляют точки C_1, C_2, C_3, C_4 и т. д.

2. В проекте ось задана координатами конечных точек P_1 (x_{P_1}, y_{P_1}) и P_2 (x_{P_2}, y_{P_2}). В этом случае определяют угловые и линейные элементы, необходимые для перенесения точек P_1 и P_2 в натуру. От точек опорной сети по этим элементам выносят точки P_1 и P_2 в натуру и закрепляют их. По теодолиту, установленному на одной из точек P , производят разбивку (провешивание) прямой линии P_1P_2 и ее закрепление.

3. В проекте ось задана геометрическими элементами полигонного хода (горизонтальными углами и длинами), которые последовательно переносят в натуру для отыскания точек поворота оси. Этот способ применяется при разбивке трасс подъездных путей, тоннелей, подземных и надземных коммуникаций.

Трассирование продольной оси траншеи может быть выполнено одним из вышеописанных способов. При этом закрепляют только точки поворота оси, а прямолинейные участки провешивают затем на глаз и закрепляют кольщиками. При рытье траншеи приходится следить за тем, чтобы ее дно выдерживалось на проектном уклоне. С этой целью используют опорные и ходовые визирки, которые изготавливаются из реек, скрепленных в виде буквы Т. Первую опорную визирку устанавливают в точке А (рис. 212) на определенной абсолютной отметке H_A . Вторую опорную визирку устанавливают в точке В с таким расчетом, чтобы линия, соединяющая верхние кромки визирок, имела заданный уклон i . Для

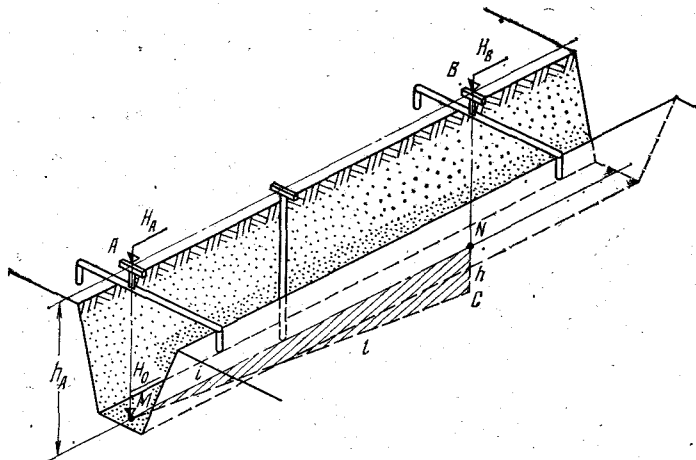


РИС. 212. Трассировка продольной оси траншеи

этого, зная отметку визирки А — H_A , проектный уклон i и горизонтальное расстояние l , устанавливают визирку В на абсолютной отметке, которую вычисляют по формуле

$$H_B = H_A + il.$$

Высота ходовой визирки должна быть равна h_A , т. е. разности отметки визирки А и проектной отметки дна траншеи под ней:

$$h_A = H_A - H_0.$$

Глубину дна траншеи выверяют с помощью ходовой визирки, верхняя грань которой должна быть в створе опорных визирок при установке ходовой визирки на дно траншеи.

Для укладки канализационных труб применяют ходовую визирку с деревянным башмаком внизу, который вдвигается внутрь трубы. Прямолинейность укладки канализационных труб проверяют с помощью отвесов, подвешенных на проволоку, натягиваемую по оси труб между опорными визирками. Правильность укладки канализационных труб проверяется с помощью

нивелира и нивелирной рейки. Уклонения отметок лотков от проектных в колодцах безнапорных трубопроводов допускают не более ± 5 мм.

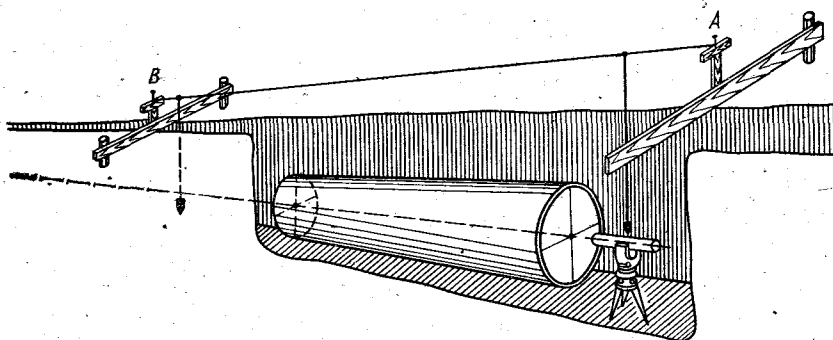


РИС. 213. Контроль за укладкой магистрального трубопровода с помощью лазерного визира

При укладке безнапорных трубопроводов с успехом могут быть использованы лазерные визиры различных систем; методика работы с ними показана на рис. 213.

После укладки в траншею трубопровода или кабеля производят съемку и нивелирование фактического их положения и составляют план и профиль.

§ 154. ВОССТАНОВЛЕНИЕ В НАТУРЕ РЕПЕРА ПО ЗАДАННОЙ ЕГО ОТМЕТКЕ

Пусть в точке A (рис. 214) требуется закрепить репер с заданной в проекте отметкой H_A . На исходный репер R с известной абсолютной отметкой H_R ставят нивелирную рейку и по нивелиру, установленному между исходным репером и определяемым, берут отсчет. В месте, где должен быть заложен репер A (стена, столб), отмечают проекцию визирного луча нивелира G .

Вычисляют горизонт инструмента $ГИ = H_R + i$, определяют превышение h по разности

$$h = H_A - ГИ,$$

на которое будет отстоять проектный репер A от точки G . Откладывают величину h рулеткой от точки G , закрепляют репер A . Для контроля выноса производится при втором горизонте нивелира. Если величина h велика, то ее откладывают с помощью нивелирной рейки, добываясь на ней отсчета h .

Отметку дна котлована, если он неглубокий, можно определять с помощью рейки с цилиндрическим уровнем и нивелирной рейки. Для этого рейка с уровнем одним концом устанавливается на исходном репере R (рис. 215, а), приводится в горизонтальное положение и вторым концом прикладывается к нивелирной рейке,

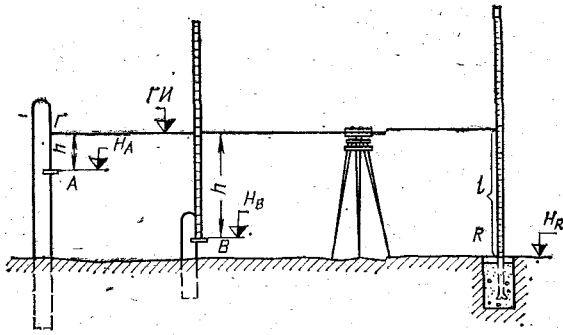


РИС. 214. Восстановление в натуре репера по заданной в проекте его отметке

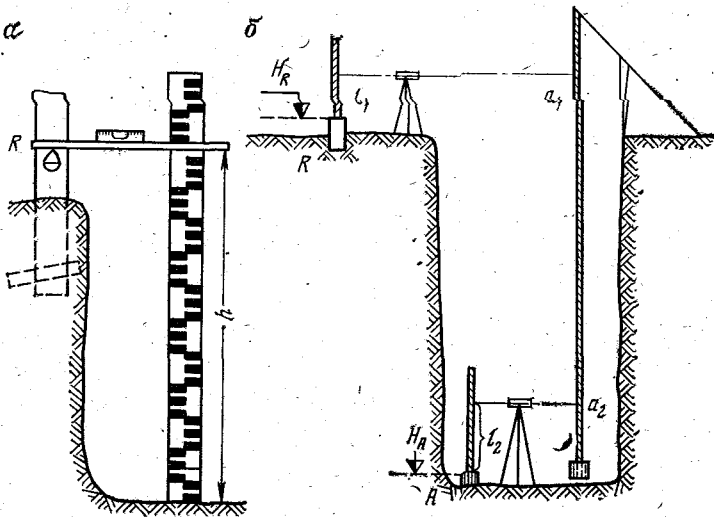


РИС. 215. Перенесение отметки на дно котлована

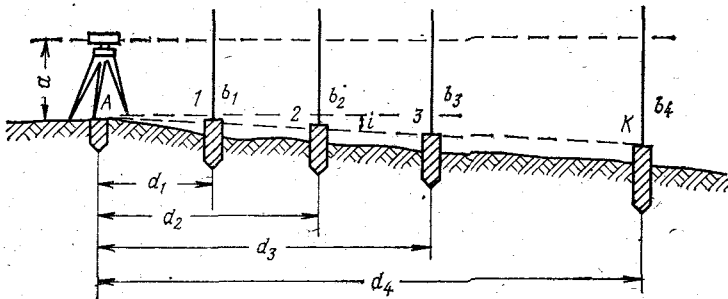


РИС. 216. Разбивка наклонной линии нивелиром

установленной вертикально на дне котлована, по которой берется отсчет превышения h . Тогда

$$H_{\text{дна}} = H_R - h.$$

Если глубина котлована достаточно велика, то при передаче отметки на дно применяют стальную рулетку с подвешенным к ней грузом (рис. 215, б). На поверхности и в котловане устанавливают нивелиры, на реперах — нивелирные рейки. Берут отсчеты обоими нивелирами по рулетке и рейкам, определяют отметку дна котлована

$$H_A = H_R - (a_1 - a_2) + (l_1 - l_2).$$

Перенесение в натуру линии заданного уклона i производится следующим образом: над исходной точкой A (рис. 216), отметка которой H_A , устанавливают нивелир и определяют высоту a визирного луча над колышком. После измерения расстояния $d_1, d_2, d_3, \dots, d_K$ до точек 1, 2, 3, ..., K вычисляют отсчеты по рейкам в этих точках $b_1, b_2, b_3, \dots, b_K$, соответствующие проектному уклону i , по формуле

$$b_j = a_j + id_j \quad (j = 1, 2, 3, \dots, K).$$

Устанавливая последовательно нивелирную рейку в точках 1, 2, 3, ..., K , перемещают ее по вертикали, подбивая колышки до тех пор, пока отсчеты по ней не окажутся равными $b_1, b_2, b_3, \dots, b_K$. Прямая, проходящая через торцы колышков 1, 2, 3, ..., K , и будет линией заданного уклона.

Глава XX

МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ

НА ПРОМЫШЛЕННОЙ ПЛОЩАДКЕ ШАХТЫ

§ 155. РАЗБИВКА ЦЕНТРА И ОСЕЙ СТВОЛА ШАХТЫ. ПОСТРОЕНИЕ ПУНКТОВ ОПОРНОЙ РАЗБИВОЧНОЙ СЕТИ

Центр и оси шахтного ствола. Осями вертикального шахтного ствола называют две горизонтальные прямые, одна из которых параллельна, а другая перпендикулярна к основным несущим расстрелам этого ствола. Оси ствола пересекаются в точке, называемой центром ствола, и являются осями симметрии его горизонтального сечения.

Ось ю подъема вертикального шахтного ствола называют горизонтальную прямую, проходящую через точку, именуемую центром подъема, перпендикулярно к оси главного вала подъемной машины. Под центром подъема понимают

точку, равно делящую расстояние между осями ниспадающих канатов подъемных сосудов.

Главной осью наклонного шахтного ствола называется прямая, направленная по падению ствола и совпадающая с осью симметрии его горизонтального сечения. Вторая ось наклонного ствола перпендикулярна к первой и проходит через условную точку центра ствола, которая задается в проекте.

Осью подъема наклонного шахтного ствола является прямая, параллельная главной оси ствола и совпадающая с осью одноколейного пути или серединой расстояния между осями двухколейного пути в стволе.

Разбивочные работы по определению положения зданий и сооружений на промплощадке и горных выработок выполняют на основании проектной документации. К началу строительства необходимо иметь: технический отчет о топографо-геодезических работах, строительные генеральные планы промышленной площадки по периодам строительных работ в масштабе 1 : 500 или 1 : 1000 (разбивочный генеральный план с проектом размещения пунктов разбивочной сети), проектный план расположения проходческого оборудования на шахтной поверхности, проектные планы земляных работ и вертикальной планировки с распределением земляных масс, генеральный план постоянных и временных подземных коммуникаций (водопровод, канализация, электро-силовые, осветительные, телефонные кабели, теплопровод), топографический план территории, предусмотренный для застройки, рабочие чертежи сооружений нулевого цикла.

Вначале строительства шахты маркшейдер на основании проектных данных указывает в натуре и закрепляет центр ствола и его оси. Оси ствола, закрепленные на поверхности, играют важную роль при решении многих маркшейдерских задач как в процессе строительства шахты, так и при ее эксплуатации. От этих осей ведется разбивка всех сооружений на поверхности шахты, установка и проверка подъемного комплекса (копер, шкивы, подъемная машина), армирование ствола, рассечка околоствольного двора и т. д.

Место заложения шахтного ствола при проектировании выбирают с учетом горно-геологических факторов и рельефа местности. Направление осей ствола обуславливается в основном элементами залегания полезного ископаемого.

Точность разбивки в натуре центра ствола устанавливаются в зависимости от точности данных, на основании которых выбирают место заложения ствола. Если учитывать только точность, связанную с геологическими факторами, то смещение центра шахтного ствола, а следовательно, и всех сооружений проекта на несколько метров не имело бы какого-либо практического значения. Однако существенное значение при выборе места заложения ствола имеет рельеф поверхности. Подъездные пути и основные сооружения на поверхности проектируются с учетом

рельефа поверхности, и их положение точно согласуется с положением осей ствола. Поэтому отклонение фактического положения центра ствола от проектного вызывает отклонение и всех предусмотренных проектом объектов, что нарушает соотношение запроектированных сооружений и рельефа поверхности.

Критерием необходимой точности разбивки центра шахтного ствола может служить точность графического проектирования, которая зависит от масштаба топографического плана. Расхождение в положении центра ствола шахты на местности при двукратном определении не должно превышать 0,5 м.

Угловая погрешность разбивки главной оси ствола не должна превышать $\pm 3'$, вторая ось ствола должна быть разбита перпендикулярно к первой оси с погрешностью, не превышающей $\pm 45''$. Эти погрешности даны относительно существующих пунктов геодезической основы, с которых производилось определение координат центра и дирекционного угла оси ствола.

Указанные выше погрешности могут быть допущены только в том случае, если ствол шахты закладывается на незастроенном участке со спокойным рельефом и при отсутствии подземных горных выработок и технологического комплекса на поверхности.

Для ствола, располагаемого над горными выработками или связанного общим технологическим комплексом и околоствольными дворами с существующим или ранее вынесенным стволом, средняя погрешность перенесения в натуру центра ствола не должна превышать $\pm 0,1$ м, а угловая погрешность разбивки первой оси $\pm 1' 30''$.

В этом случае перенос центра и разбивку осей ствола надлежит производить с пунктов геодезической основы, использованных при ориентировании подземных маркшейдерских съемок, или с осевых пунктов существующего ствола шахты.

Перед выноской в натуру центра ствола шахты и его осей составляют проектный полигон от пунктов геодезической основы до места заложения ствола. С проектного полигона графически определяют его углы и длину сторон. Последний пункт проектного полигона выбирают таким образом, чтобы расстояние от него до центра ствола было не более длины мерного прибора. По элементам проектного полигона в натуру выносят и закрепляют постоянными знаками его вершины. Затем производят теодолитную съемку повышенной точности и вычисляют координаты пункта II (рис. 217).

Определение в натуре центра шахтного ствола может быть произведено одним из способов, рассмотренных в § 152, с пунктов теодолитного хода I, II.

В целях контроля выноска в натуру центра ствола полярным способом должна быть произведена не менее чем с двух опорных пунктов, а способом угловой засечки — не менее чем с трех направлений. Вынесенный центр ствола доста-

точно закрепить временным знаком, использовав для этого отрезок газовой трубы или толстый деревянный кол.

Положение осей ствола определяется дирекционным углом, заданным в проекте. После вычисления по разности дирекционных углов оси ствола α и исходного направления (0II) угол направления β откладывают теодолитом, установленным в точке O центра ствола.

Положение каждой оси ствола должно быть закреплено в натуре осевыми пунктами не менее чем по три штуки на каждом конце. При выборе места закладки осевых пунктов исходят из следующих соображений:

а) осевые пункты должны быть заложены в таких местах, где не будут возводиться временные или постоянные сооружения и не будут производиться земляные работы (не менее двух пунктов следует закреплять за границами промплощадки);

б) между осевыми пунктами должна быть обеспечена взаимная видимость;

в) расстояние между осевыми пунктами должно быть не менее 10 м;

г) с одного из пунктов, находящихся за зданием подъемной машины, должны быть видны подшивная площадка копра и направляющие шквивы.

Для составления проекта расположения осевых пунктов на листе ватмана по координатам наносят центр ствола, направление его осей и имеющиеся точки геодезической основы. С генерального плана и строительного генерального плана наносят запроектированные постоянные и временные сооружения, а также подземную коммуникацию. На полученном совмещенном плане (рис. 218) проектируют расположение осевых пунктов с учетом их сохранности на протяжении всего срока службы шахты и пунктов опорной разбивочной сети. По этому плану определяют расстояние от центра ствола до места закладки каждого пункта. Откладывают эти расстояния по визирному лучу теодолита, определяющему направление оси, закрепляют его временными знаками (коляями), которые затем заменяют постоянными. Перед рытьем ям для центрирования постоянных знаков делают обноску, на которую выносят временный центр.

После рытья котлованов устанавливают бетонные центры (рис. 219, а), обеспечивающие их длительную сохранность.

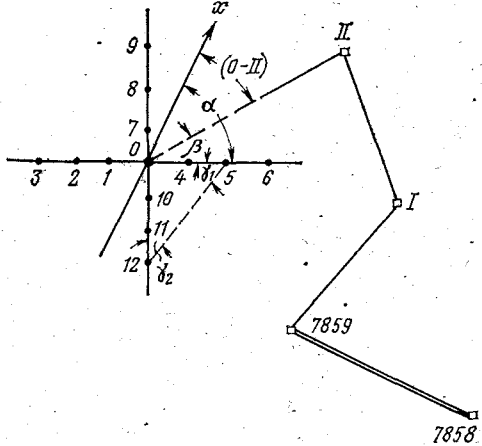
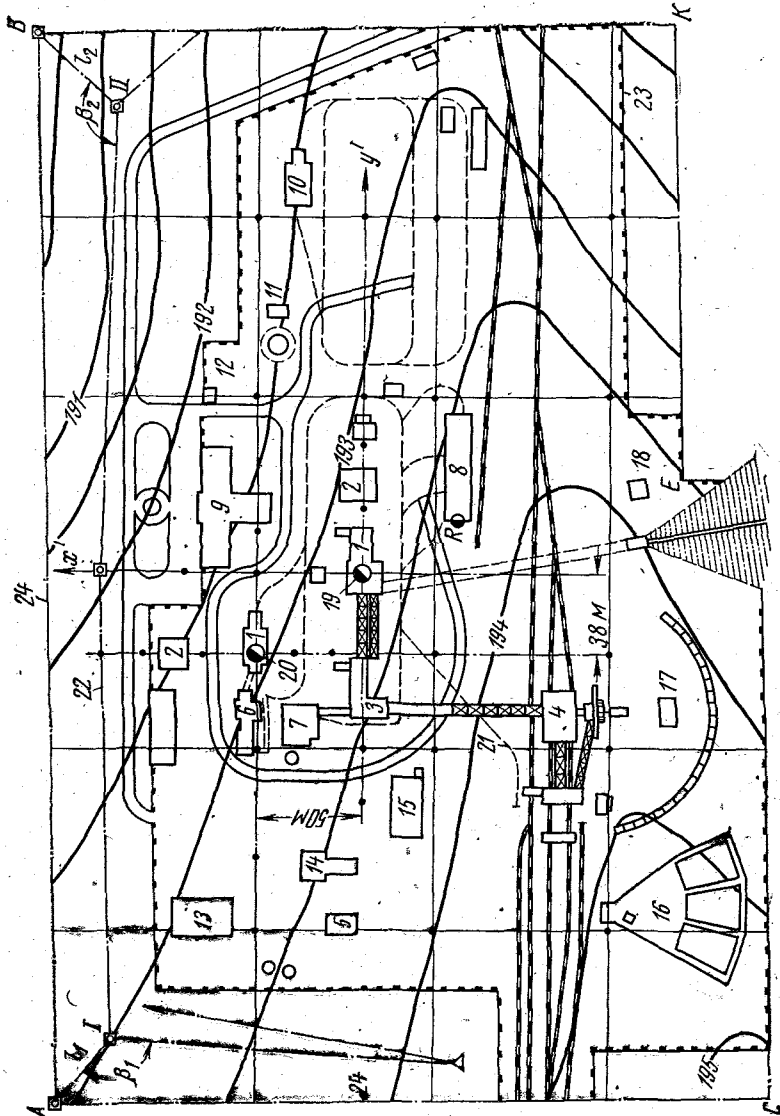


РИС. 217. Выноска в натуре центра и осей ствола

РИС. 218. Проектный план промышленной площадки шахты со строительной сеткой и осевыми пунктами:

- 1 — надшахтное здание;
- 2 — здание подъемной машины;
- 3 — здание обогатительной установки;
- 4 — бункер;
- 5 — здание электроподстанция;
- 6 — котельная;
- 7 — котельная;
- 8 — котельная;
- 9 — комбинат промкомбинат;
- 10 — промкомбинат;
- 11 — комбинат крепазделочная;
- 12 — комбинат насосная;
- 13 — гараж;
- 14 — распределительное устройство;
- 15 — отстойник шахтных вод;
- 16 — шламовые отстойники;
- 17 — здание ледянки;
- 18 — здание ледянки;
- 19 — здание ледянки;
- 20 — главный ствол;
- 21 — вспомогательный ствол;
- 22 — угольный путь;
- 23 — теодолитный ход;
- 24 — ограда шахтного двора;



На эти центры выносят оси ствола теодолитом, установленным в центре ствола. Осевые точки на пилонах накерняются, а затем просверливаются отверстия диаметром 1,5—2 мм, глубиной до 7 мм, в которые запрессовывается медная проволока. Зачастую осевые пункты закрепляются в наружных стенках зданий (рис. 219, б).

После закрепления центра ствола и осевых пунктов должна быть произведена их съемка по точности, соответствующей полигонометрии 2 разряда, и вычислены координаты. По мере завершения строительства постоянных зданий и сооружений на про-

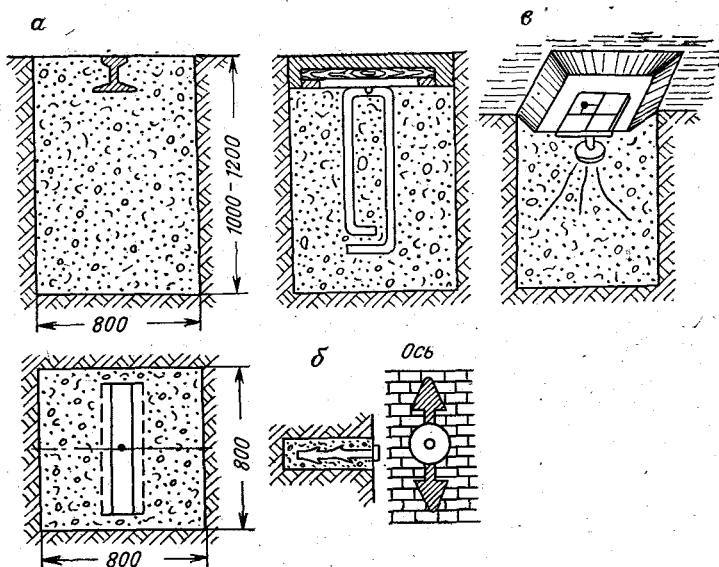


РИС. 219. Центры осевых пунктов

площадке оси ствола дополнительно закрепляются центрами и марками в фундаментах, металлоконструкциях, в стенах и на крышах зданий.

При строительстве горных предприятий, сооружения которых объединены в крупные блоки, геодезическая основа для разбивочных работ создается в виде строительной сети, составляющей систему квадратов или прямоугольников со сторонами не менее 80 м, параллельными осям ствола. Проектирование строительной сети пунктов производится на стройгенплане исходя из требования обеспечения максимального удобства при выполнении разбивочных работ. Проектные координаты пунктов вычисляются в условной системе с началом координат в центре ствола. Дирекционный угол сторон прямоугольников условно принимают равным 0 и 90°.

На ровной местности перенесение сетки в натуру целесообразно производить с помощью двух теодолитов, устанавливаемых на

двух взаимно перпендикулярных линиях осей ствола шахты. В этом случае взаимная перпендикулярность осей ствола должна быть соблюдена с погрешностью не более $\pm 20''$. Закрепив пункты строительной сети постоянными знаками, на верхней грани которых заделаны металлические пластины (рис. 219, в) на них прочерчивают направления визирных осей теодолитов. Затем производят угловые и линейные измерения для определения координат этих точек пересечения осей на пластинах полигонометрией 2 разряда.

Сравнивая полученные координаты с проектными, определяют поправки по осям абсцисс и ординат.

Редуцирование пунктов строительной сетки выполняется путем смещения точек пересечения осей на пластинах постоянных знаков на вычисленные поправки.

Перенесение пунктов строительной сети в натуру завершается проверкой створности их центров и контрольным измерением углов между взаимно перпендикулярными направлениями сети. Кроме основных пунктов строительной сетки могут быть закреплены дополнительные пункты временными знаками. Осевые пункты и пункты разбивочной сети одновременно служат и высотной основой на промплощадке шахты. Определение их высот производится нивелированием не ниже IV класса.

§ 156. УСЛОВНАЯ СИСТЕМА КООРДИНАТ ПРОМЫШЛЕННОЙ ПЛОЩАДКИ ШАХТЫ

Строительство сооружений промышленной площадки ведется по утвержденному генеральному плану масштаба 1 : 500 с сечением горизонталей через 0,5—1 м (см. рис. 218). Размещение проектируемых сооружений на генеральном плане поверхности шахты строго согласуется с принятым технологическим комплексом, определяющим взаимную увязку и расположение основных горно-технических сооружений: копров, надшахтных зданий, зданий подъемных машин, сортировок угля, обогатительных фабрик, погрузочных бункеров, аварийных угольных складов и отвалов пустой породы. В связи с этим разбивочные работы, производимые на промышленной площадке шахты, должны выполняться с точностью, которая обеспечила бы нормальную работу запроектированного технологического комплекса.

Все размеры на генеральном плане даются от основных разбивочных осей до соответствующих осей отдельных зданий и сооружений. Основными разбивочными осями являются оси главного шахтного ствола. Проектные значения высотных отметок площадки указываются на генеральном плане по угловым точкам зданий.

Исходными данными для производства разбивочных работ являются координаты центров стволов, дирекционные углы осей, а также высотные отметки устьев стволов, головок рельсов же-

лезнодорожных путей. Центр ствола принимают за начало условной системы координат промышленной площадки, а оси ствола — за координатные оси Ox' и Oy' .

В связи с тем что ряд характерных точек проекта, данных в условной системе, приходится выносить непосредственно от точек геодезического обоснования, возникает необходимость перехода от условной к общегосударственной системе координат. Для этого используют известные формулы преобразования координат:

$$x_A = x_{Ц} + x'_A \cos \theta - y'_A \sin \theta;$$

$$y_A = y_{Ц} + x'_A \sin \theta + y'_A \cos \theta.$$

Для перехода от общегосударственной системы координат к условной применяют формулы:

$$x'_A = (x_A - x_{Ц}) \cos \theta + (y_A - y_{Ц}) \sin \theta;$$

$$y'_A = (y_A - y_{Ц}) \cos \theta - (x_A - x_{Ц}) \sin \theta,$$

где x_A , y_A — координаты данной точки в общегосударственной системе координат; x'_A , y'_A — координаты данной точки в условной системе координат; $x_{Ц}$, $y_{Ц}$ — координаты начала условной системы; θ — дирекционный угол условной оси абсцисс.

§ 157. ВЕРТИКАЛЬНАЯ ПЛАНИРОВКА ПОВЕРХНОСТИ ПРОМЫШЛЕННОЙ ПЛОЩАДКИ ШАХТЫ

Вертикальной планировкой поверхности промышленной площадки называют работы, в результате которых отдельным участкам земли придается заданная в проекте форма.

Планировка участков, предназначенных для строительства, производится на основании технического проекта. Работы при планировке слагаются из следующих этапов:

Первый этап — разбивка контура промышленной площадки. Перенесение в натуру контура полезной площади производится по углам и длине сторон, указанным в техническом проекте. Угловые точки контура надежно закрепляют деревянными столбами, зарытыми в землю. После их выноски производят контрольные измерения и вычисление координат углов контура.

Второй этап — создание в натуре системы опорных пунктов, положение которых предварительно намечается на топографическом плане поверхности. При этом даются координаты исходной точки опорной сети и дирекционный угол начального направления. В зависимости от конфигурации определяемого контура, его рельефа, застроенности опорная сеть может быть создана в виде сетки квадратов, радиальной сетки, продольной трассы с поперечниками и расположением пунктов в произвольном порядке.

Расположение пунктов по вершинам квадратов применяют при планировке участков со спокойным рельефом и с контуром, близким к прямоугольному. Длину сторон квадратов сетки (приведенную к горизонтальной плоскости) принимают в пределах 20—30 м в зависимости от характера рельефа и размеров планируемой площадки. Разбивку сетки в натуре производят теодолитом. При откладывании длины сторон вводят поправку за наклон. Крайние точки сетки должны находиться за пределами планируемого контура. Вершины квадратов закрепляют деревянными кольями со сторожками, на которых пишется рабочая отметка.

Расположение пунктов по радиальной сетке применяют при планировке отдельных участков промышленной площадки, для которых проектом предусматриваются конусообразные поверхности (аварийный склад угля). Для придания поверхности заданного уклона создается специальная радиальная сетка. Разбивку сети ведут теодолитом, установленным в центре сетки. В том случае, когда проектируемый объект занимает незначительную ширину, но вытянут в длину, обоснование для планировки создают в виде т р а с с ы с разбитыми на ней пикетами и поперечниками.

Если площадь, подлежащая планировке, имеет сложный рельеф или застроена, то опорные точки размещают с учетом рельефа и застройки. Съёмку опорных точек в этом случае производят тахеометрическим способом.

Третий этап — определение абсолютных отметок точек опорной сети. Отметки определяют из геометрического нивелирования и по ним на плане крупного масштаба (1 : 500) изображают рельеф существующей поверхности с сечением горизонталей через 0,25—0,5 м.

Четвертый этап — определение проектных отметок опорных пунктов. Если планировку данного участка поверхности ведут под горизонтальную площадку, проектная отметка z_0 которой задана, то проектная отметка каждой вершины квадрата будет соответствовать z_0 . Если планировку ведут под наклонную плоскость, которая задается координатами некоторой точки $K(x_K, y_K, z_K)$, расположенной на линии ее простираения, дирекционным углом α линии простираения, уклоном i и высотой сечения изолиний наклонной плоскости h , то по вычисленному заложению $d = \frac{h}{i}$ вычерчивают изолинии наклонной плоскости и подписывают их проектные отметки. Интерполированием между изолиниями наклонной плоскости определяют проектные отметки вершин квадратов.

Пятый этап — определение рабочих отметок, указывающих высоту насыпки или глубину срезки грунта в каждой вершине опорной сетки, производится по разности фактических и проектных отметок вершин квадратов. Полученные рабочие отметки

со своими знаками записываются на план вертикальной планировки (оригинал которого хранится у маркшейдера, а копия передается производителям земляных работ), а также на сторожки, забитые у вершин квадратов. На плане вертикальной планировки проводится линия нулевых работ, соединяющая точки пересечения горизонталей поверхностей и изолиний проектируемой наклонной плоскости, разность отметок в которых равна нулю, а в пределах горизонтальной плоскости совпадающая с горизонталью, отметка которой соответствует проектной.

Шестой этап — определение объемов земляных работ. Если сетку квадратов сместить на плане условно на половину стороны квадрата вправо и вверх, то фактические вершины квадратов окажутся в центре условных квадратов. Тогда объем земляных работ может быть вычислен по формулам:

$$V_{\text{выемки}} = + \sum ha^2 k_{\text{раз}}; \quad V_{\text{насыпки}} = - \frac{\sum ha^2}{k_{\text{упл}}},$$

где a — сторона квадрата, м; h — рабочая отметка вершины квадрата, м; $k_{\text{раз}}$ — коэффициент разрыхления грунта; $k_{\text{упл}}$ — коэффициент уплотнения грунта.

Седьмой этап — маркшейдерская проверка исполненных земляных работ — сводится к восстановлению точек обоснования на планируемой площади, определению отметок нового рельефа планируемого участка и сопоставлению его формы с заданной по проекту.

§ 158. РАЗБИВКА НА ПРОМЫШЛЕННОЙ ПЛОЩАДКЕ ШАХТЫ СООРУЖЕНИЙ И ЗДАНИЙ

Промышленная площадка шахты застраивается зданиями и сооружениями, которые находятся в определенном взаимном геометрическом соотношении, указанном на генеральном плане и рабочих чертежах. Положение каждого сооружения в плане определяется расстоянием его характерных точек от осей шахтного ствола.

Разбивку основных осей зданий, блоков сооружений и фундаментов выполняют способом перпендикуляров или полярным способом. Определяемые в натуре осевые и контурные точки должны находиться не далее чем в 25 м от исходных пунктов опорной разбивочной сети. Основные оси зданий закрепляют осевыми пунктами, а оси фундаментов выносят и закрепляют на обноске (рис. 220). При строительстве блоков крупных промышленных зданий протяженностью более 80 м на обносках закрепляют также оси наружных стен зданий. Точки пересечения осей в натуре обозначают с помощью отвесов (рис. 221).

Правильность разбивки точек пересечения осей зданий проверяют измерением расстояний от этих точек до ближайших пунк-

тов опорной разбивочной сети, а также измерением расстояний между угловыми точками вдоль стен здания и по диагонали.

Так, при разбивке сооружения, изображенного на рис. 220, от оси ствола или пунктов опорной разбивочной сети выносят точки A_1 и A_2 по заранее определенным угловым и линейным элементам разбивки и оси I—I, II—II, III—III закрепляют обрезками труб, рудничных рельсов или толстыми кольями.

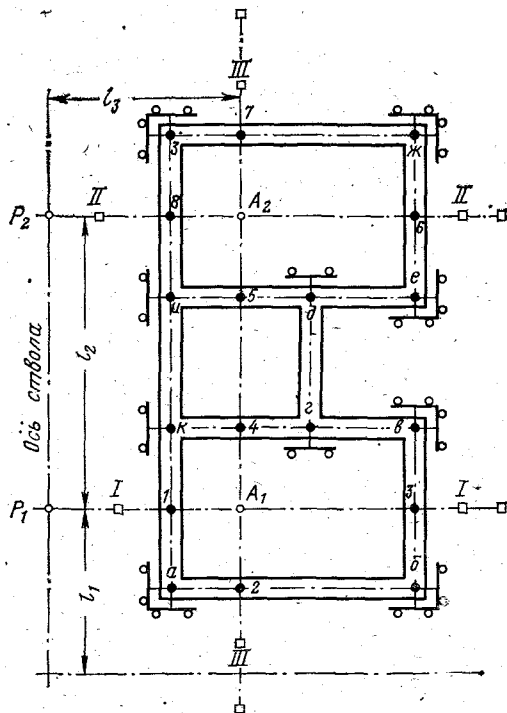


РИС. 220. Разбивка фундамента здания

Далее откладывают вдоль осей здания расстояния от точек A_1 и A_2 до осей стен (точки 1, 2, 3, ..., 8) и с помощью угловых или линейных засечек определяют точки пересечения этих осей (а, б, в, ..., к). Эти точки намечают в натуре временными кольями. После этого вокруг будущего здания устанавливают обноску (два столба, прочно зарытых в землю, с прикрепленной к ним доской), на которую затем переносят и окончательно закрепляют оси стен.

Вертикальную разбивку фундаментов производят от реперов, закрепленных на столбах обноски, с помощью рейки и нивелира.

Строительные и монтажные работы, выполняемые ниже условного нулевого уровня промплощадки шахты, называются нулевым циклом. Они разделяются на земляные, бетонные и монтажные. До возведения фундаментов производят срезку

и вывозку растительного слоя грунта, вертикальную планировку, плановую разбивку фундамента. Фундаменты сооружают монолитные, ленточные, с возведением стен в скользящей опалубке, с устройством свайного основания.

При разбивке ленточных фундаментов необходимо: проверить правильность разработки котлована, установку опалубки, вынос на нее проектных отметок верха фундамента. Положение опалубки

РИС. 221. Обноска и ее использование

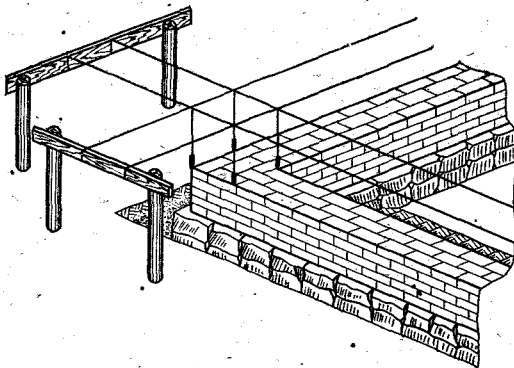
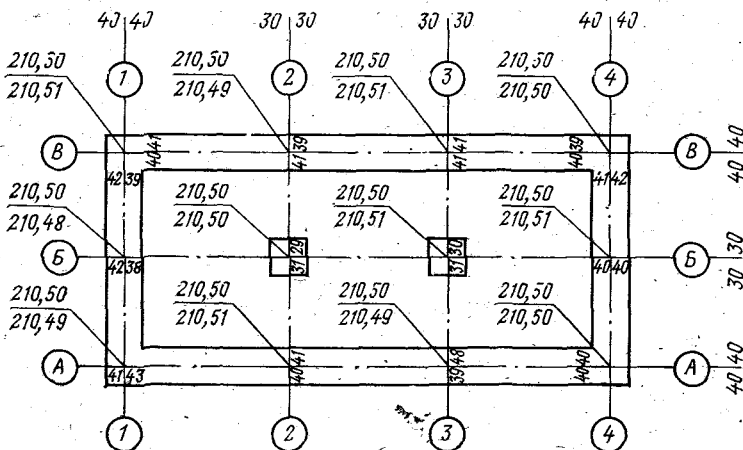


РИС. 222. Исполнительный чертеж фундамента



в плане проверяется от разбивочных осей на обноске отвесами. Смещение осей фундаментов допускается до 2 см, а смещение осей стен, колонн, балок и прогонов — не более 1 см. Уменьшение поперечных размеров опалубки не допускается, а увеличение должно быть не более 5 мм. Вертикальность опалубки проверяется с помощью отвеса. Отклонение от вертикали не должно превышать 2 мм на 1 м высоты.

После бетонирования фундамента производится его съемка и нивелировка и составляется исполнительный чертеж фундамента (рис. 222), который характеризует его плановое (числа, записан-

ные справа и слева от осей) и высотное (в числителе — проектные отметки, в знаменателе — фактические) положения. Отклонение верха фундамента от проектных отметок допускается не более 2 см.

При возведении фундаментов глубокого заложения кроме основных осей сооружения необходимо перенести в котлован оси наружных рядов свай или оси шурфов, сделать разбивку контура режущего башмака опускного колодца и проверить его размеры. После забивки свай производят нивелировку их торцов, которые должны находиться в одной горизонтальной плоскости.

При монтаже сборных фундаментов наружные и внутренние их грани фиксируют натянутыми между обносками шнурами или тонкой проволокой. По этому шнуру намечают проектное положение каждого блока, а затем начинают их укладку с углов здания. Горизонтальное положение блока проверяется уровнем, а вертикальное по оси — отвесом. Через каждые 20 м, устанавливаются маячные блоки и по шнуру — причалке, натянутой на расстоянии 5 мм от граней блоков, размещают все остальные. При этом способе осевая проволока (или шнур) после монтажа угловых и маячных блоков снимается.

Подготовка фундаментов под колонны ведется в зависимости от способа крепления колонн. Под железобетонные колонны наиболее распространенным является фундамент стаканного типа. Укладку плит производят по закрепленным на местности осям. Правильность установки плит в плане проверяют теодолитом, а по высоте — нивелиром. При устройстве стакана бетонирование его дна не доводят до проектной отметки на 2—3 см, с тем чтобы после нивелирования заполнить днище цементным раствором до нужной отметки. Отклонение осей фундамента от проекта не должно превышать ± 5 мм, а отклонение опорных поверхностей от проектных отметок ± 3 мм.

Для монтажа стальных колонн используется анкерная крепь. Оси анкерных болтов размечают шаблонами на верхней части фундамента и после их установки на арматуре проверяют в плане и по высоте. Если смещение анкерных болтов в горизонтальной плоскости не превышает 5 мм, а по высоте 20 мм, то разрешают заливку фундамента бетоном.

Монтаж колонн начинают с крайних в каждом ряду. Эти колонны выверяют инструментально, затем по ним проверяют все промежуточные колонны.

§ 159. РАЗБИВОЧНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОКЛАДКЕ ПОДЪЕЗДНЫХ ПУТЕЙ

Принимая проект трассы подъездных железнодорожных путей, маркшейдер проверяет соответствие данных изысканий фактическому положению. Особенно тщательно должно быть проверено качество закрепления реперов, точек поворота трассы, пикетов,

плюсовых точек и т. д. Контроль высотных отметок осуществляется в процессе контрольного нивелирования всей трассы.

После выполнения контрольных измерений элементов проекта ось трассы выносят за пределы будущих земляных работ. Выноска точек оси может быть выполнена следующими способами (рис. 223):

- 1) *параллельной выноской* (точки 1' и 2' закрепляют на перпендикулярах к оси трассы, откладывая равные расстояния l);
- 2) *выноской по створу* (точки 3' и 3'' закрепляют в створе с точкой 3 на произвольном направлении и измеряют расстояние l_3);
- 3) *выноской угловой засечкой* (точки 4' и 4'');
- 4) *полярной выноской* (точка 5' и 5'').

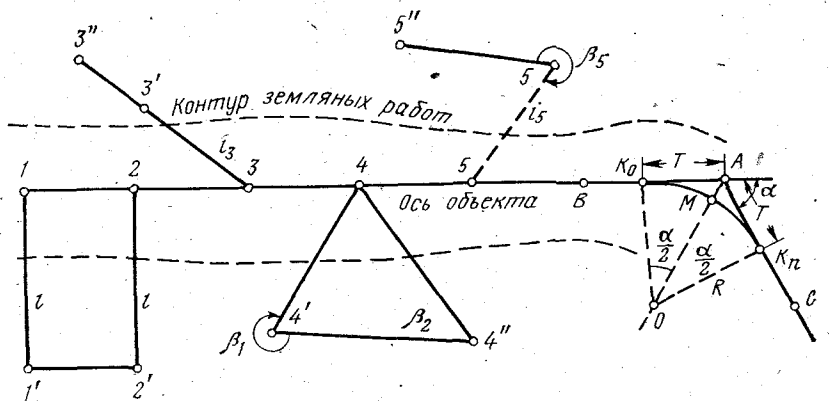


РИС. 223. Выноска и закрепление оси подземных путей за пределы контура земляных работ и определение главных точек кривой

Вынесенные точки надежно закрепляют, на сторожках указывают номер точки и расстояние выноски. При выноске составляют схему привязки, в которой указывают направление трассы, определяющие ее точки выноски, измеренные углы и расстояния. После выноски точек трассы приступают к детальной разбивке контура земляных работ (насыпи или выемки). Разбивка заключается в нанесении на местности границ откосов, глубины и границ для выемки, границ основания насыпи и ее высоты. Способ указания высоты насыпи в натуре зависит от ее проектной величины. При сооружении невысоких насыпей сторожки пикетов и плюсовых точек, закрепленных на продольной оси трассы, заменяют к началу земляных работ вехами. Сверху вехи прививают горизонтальную планку, нижняя кромка которой отмечает высоту насыпи. При устройстве высоких насыпей вехи ставят после того, как отметка насыпанной земли приблизится к проектному значению.

Границы основания насыпи на ровной местности намечают откладыванием расстояний до них от оси трассы. Граничные точки откосов и дна выемки отмечают в натуре промером расстояний

от оси трассы и закрепляют кольями. Проектные уклоны насыпи или выемки у граничных точек задаются путем укрепления наклонных досок (откосных лекал) по проектному уклону.

Объем произведенных земляных работ подсчитывают в плотном грунте, для чего определенный по результатам измерений объем пересчитывают на объем плотного грунта. Коэффициент разрыхления грунта зависит от его состава и срока существования насыпи.

На криволинейных участках ведется определение главных точек круговых кривых, а затем производится детальная разбивка кривой. С помощью рулетки от вершины угла поворота A откладываются величина T , вычисляемая по формуле

$$T = R \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}.$$

Полученные точки определяют начало кривой K_0 и конец кривой K_n . Затем с помощью теодолита, установленного в точке A , откладывают угол $90 - \frac{\alpha}{2}$ и получают направление биссектрисы, по которому откладывают ее величину, вычисленную по формуле

$$B = R \left(\sec \frac{\alpha}{2} - 1 \right).$$

Длина круговой кривой k определяется по формуле

$$k = \frac{\pi R \alpha}{180^\circ}.$$

Детальную разбивку кривой обычно производят способом прямоугольных координат, который освещен в курсах геодезии.

Г л а в а XXI

МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ СООРУЖЕНИИ ШАХТНОГО ПОДЪЕМА

§ 160. ОСНОВНЫЕ ГЕОМЕТРИЧЕСКИЕ ЭЛЕМЕНТЫ ШАХТНОГО ПОДЪЕМА

В комплекс сооружений шахтного подъема входят проводники (направляющие подъемных сосудов), укрепленные на расстрелах, копер с расположенными на нем направляющими шкивами, подъемная машина с барабанами, на которые навивается канат, подъемные сосуды.

Маркшейдер должен обеспечить установку комплекса шахтного подъема с соблюдением проектного геометрического соотношения его отдельных элементов. Чтобы успешно выполнить эту

работу, необходимо познакомиться с некоторыми понятиями и определениями.

Полная высота подъема H — расстояние по вертикали от нижней точки подъемного сосуда в момент наибольшего его опускания до той же точки при наивысшем нормальном положении в момент окончания разгрузки (рис. 224):

$$H = h + h_b + h_n,$$

где h — глубина шахтного ствола; h_b — расстояние от нулевой площадки до нижней точки подъемного сосуда в момент его разгрузки (высота приемной площадки); h_n — наибольшее опускание подъемного сосуда ниже горизонта околоствольного двора при разгрузке.

Высота копра H_k — расстояние по вертикали от нулевой площадки до оси вращения верхнего направляющего шкива:

$$H_k = h_c + h_g + h_n + h_{ш} + 0,75R_{ш},$$

где h_c — высота подъемного сосуда (до верхнего жимка); h_g — высота переломыема; $h_{ш}$ — превышение оси верхнего шкива над осью нижнего; $R_{ш}$ — радиус шкива.

Углы наклона подъемных канатов — углы φ_n и φ_b , составляемые осями канатов с горизонтальной плоскостью при отсутствии провисания (рис. 225):

$$\varphi_n = \varphi_0 + \Delta\varphi_n; \quad \varphi_b = \varphi_0 - \Delta\varphi_b,$$

где φ_0 — угол наклона прямой, соединяющей оси шкива и барабана подъемной машины;

$$\operatorname{tg} \varphi_0 = \frac{H_{ш} - H_6}{L}.$$

Величины $\Delta\varphi_n$ и $\Delta\varphi_b$ могут быть найдены по формулам:

$$\operatorname{tg} \Delta\varphi_b = \frac{R_6 - R_{ш}}{L_n}; \quad \operatorname{tg} \Delta\varphi_n = \frac{R_6 + R_{ш}}{L_n}.$$

Органами навивки каната подъемной машины служат цилиндрические, конические, цилиндрикоконические и другие барабаны. Наиболее распространенными являются подъемные машины с цилиндрическими барабанами. Применительно к данному типу машин и рассмотрим отдельные детали.

Расстояние между внутренними гранями реборд барабана называется его строительной шириной L_6 . Ее условно подразделяют на ряд зон (рис. 226).

Зона рабочих витков, ширина которой зависит от полной высоты подъема,

$$l_p = \frac{H}{\pi D_6} (d + e),$$

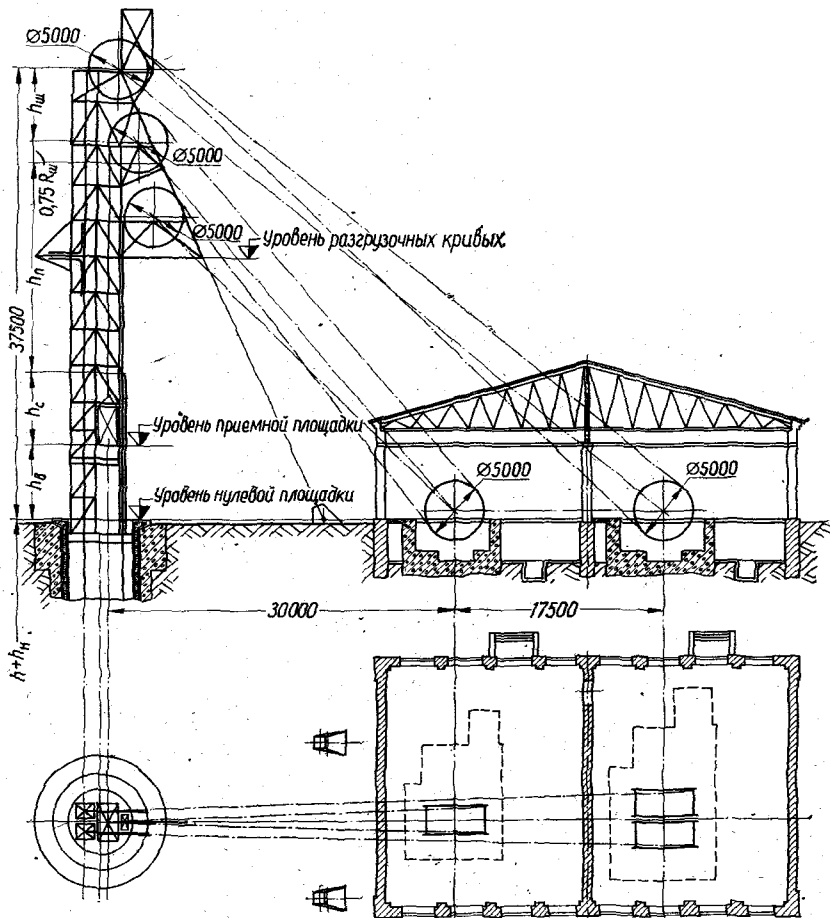


РИС. 224. Геометрические элементы шахтного подъема

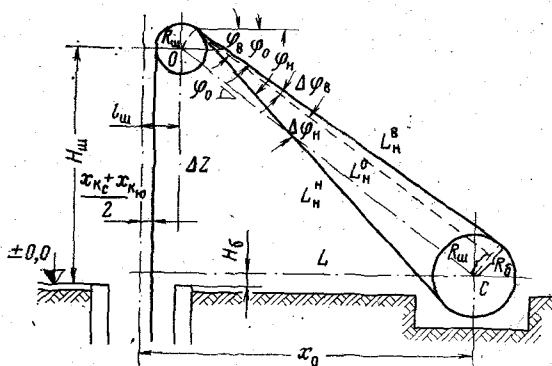


РИС. 225. Углы наклона подъемных канатов

где d — диаметр каната; D_6 — диаметр барабана; e — зазор между смежными витками каната.

Зона запасных витков необходима для наращивания рабочей части каната по мере уменьшения ее в процессе систематических испытаний каната:

$$l_3 = \frac{30}{\pi D_6} (d + e),$$

где 30 — длина каната для испытаний.

Зона витков трения служит для усиления закрепления каната на барабане (число витков трения обычно принимают равным $n_T = 3 \div 5$):

$$l_T = n_T (d + e).$$

Свободная часть барабана подъемной машины — разность между строительной шириной барабана L_6 и суммарным размером рассмотренных выше трех зон:

$$l_c = L_6 - \left(\frac{H + 30}{\pi D_6} + n_T \right) (d + e).$$

Углы отклонения (девиации) каната на барабане подъемной машины — углы α_H и α_B , образованные осью каната и его проекцией на вертикальную плоскость, перпендикулярную к оси главного вала подъемной машины. При подъеме и спуске подъемных сосудов происходит сматывание и наматывание каната на барабан, причем канат перемещается по его рабочей части. Вследствие перемещения каната происходит изменение углов отклонения (девиации), которые при крайних положениях каната достигают максимальных величин (рис. 227). Углы отклонения расположены в наклонной плоскости канатов и вычисляются по формулам:

$$\alpha_H = \frac{b_1 - a}{L_H} \rho'; \quad \alpha_B = \frac{a - b_2}{L_H} \rho',$$

где a — расстояние от оси ствола до плоскости шкива (по его оси); b_1 и b_2 — расстояния от оси ствола до дальней и ближней границ рабочей части барабана (включая зоны запасных витков).

По правилам технической эксплуатации значения углов отклонения канатов должны быть не более $1^\circ 30'$. При углах отклонения выше этого предела возможно нарушение нормальной

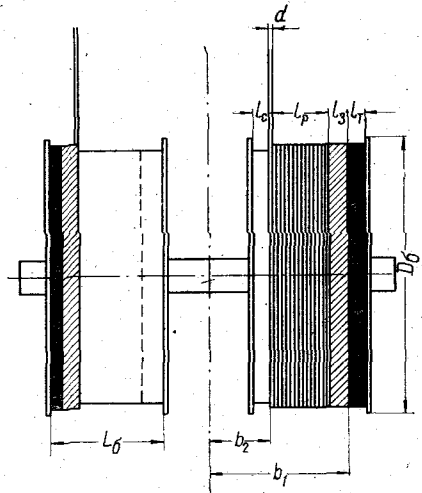


РИС. 226. Зоны цилиндрических барабанов

работы подъема, вызванное быстрым стиранием каната и-расшатыванием копровых шкивов.

Углы отклонения каната на шкивах — углы β_H и β_B , образованные осью каната с плоскостью шкива. Под плоскостью шкива понимается вертикальная плоскость, проходящая через ось шкива перпендикулярно к оси вала шкива. Для равенства углов отклонения каната на шкиве ($\beta_H = \beta_B$) необходимо, чтобы ось шкива была направлена на середину рабочей части барабана.

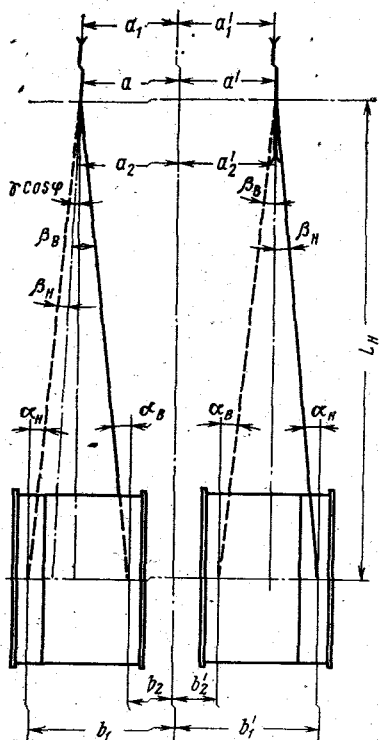


РИС. 227. Углы отклонения (девиации) канатов

При расположении оси шкива параллельно оси ствола углы отклонения каната на шкиве и на барабане равны между собой ($\alpha_H = \beta_H$; $\alpha_B = \beta_B$). Значение углов β_H и β_B не должны превышать $1^\circ 30'$.

Для определения углов отклонения каната на шкиве можно пользоваться выражениями:

$$\beta_H = \alpha_H - \gamma \cos \varphi;$$

$$\beta_B = \alpha_B + \gamma \cos \varphi,$$

где $\gamma = \frac{a_1 - a_2}{D_{ш}}$ ρ' — горизонтальный угол поворота шкива относительно оси ствола (см. рис. 233); a_1 и a_2 — расстояния от оси ствола до плоскости шкива на концах его горизонтального диаметра; φ — угол наклона подъемного каната; $D_{ш}$ — диаметр шкива.

Из предыдущих формул следует, что β_H и β_B будут равны, когда

$$\gamma = \frac{\alpha_H - \alpha_B}{2 \cos \varphi}.$$

Подставив в эту формулу значения α_H , α_B и γ , получим, что для равенства углов β_H и β_B необходимо, чтобы разность расстояний от оси подъема до ребер на уровне его горизонтального диаметра была равна значению, определяемому по формуле

$$a_1 - a_2 = \frac{b_1 + b_2 - 2a}{2L_H \cos \varphi} D_{ш}.$$

При большой разности углов β_n и β_v будет происходить быстрое одностороннее стирание футеровки шкива и каната. Это приведет к частой смене футеровки шкива и к сокращению срока службы каната.

§ 161. УСТАНОВКА КОПРА И ЕГО ПРОВЕРКА

Установку копра производят от осей ствола или осей подъема в соответствии с размерами, данными в проекте. До начала работ по установке копра маркшейдер должен проверить правильность закрепления осей ствола, для чего заново определить координаты центра ствола и направление осей путем съемки главных несущих расстрелов на нескольких верхних ярусах. Без проверки правильности закрепления осей ствола

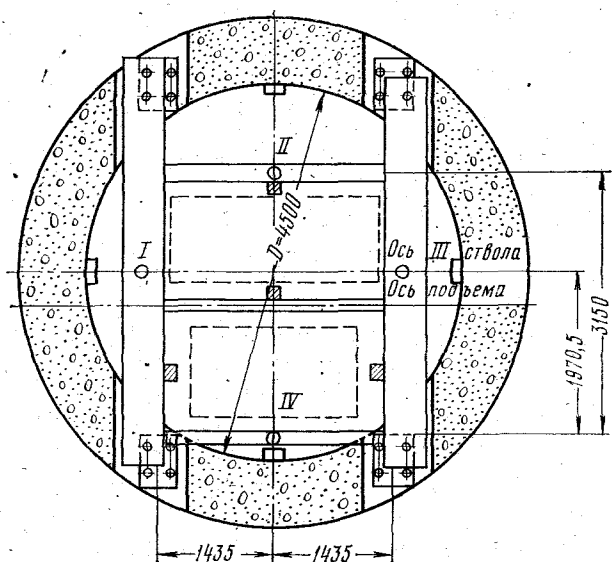


РИС. 228. Контроль установки подкопровой рамы

маркшейдер не имеет права начинать работы, связанные с установкой копра:

Станок постоянного копра устанавливают на подкопровую раму, закрепляемую в проемах устья (шейки) ствола анкерными болтами. Предварительная разметка и сборка подкопровой рамы производятся на заводе или на монтажной площадке, где на поверхности рамы отмечают кернами четыре точки I, II, III, IV, соответствующие проектному положению осей ствола (рис. 228); одновременно маркшейдер должен проверить все элементы подкопровой рамы.

До установки подкопровой рамы в шейке ствола закрепляют осевые скобы, на которые переносят оси ствола. Для этого между осевыми пунктами натягивают проволоки и с них опускают легкие отвесы, по которым и намечают положение осей ствола на скобах. Вблизи ствола закрепляют высотный репер, по которому контролируют высотную отметку рамы при ее установке. От осей ствола по заданным проектным размерам намечают места для лунок анкерных болтов. Размеры лунок в поперечном сечении должны быть такими, чтобы была возможность несколько сместить болты при установке и закреплении рамы. После посадки подкопровой рамы на анкерные болты проверяют ее по высоте, для чего нивелируют угловые точки рамы. Установка рамы в плане осуществляется с помощью отвесов, опущенных с проволок, натянутых между осевыми скобами. Осевые точки рамы, намеченные при сборке, должны совпадать с отвесами на проволоках, натянутых вдоль осей. После установки рамы в плане вторично проверяют ее горизонтальность. Отклонение фактического положения подкопровой рамы от проектного не должно превышать в плане ± 5 мм. Средняя отметка рамы не должна отличаться от проектной более чем на ± 30 мм, а разность отметок углов рамы не должна превышать ± 5 мм.

Разбивка фундаментов укосины копра производится по рабочему чертежу (рис. 229) и плану расположения фундаментов относительно осей подъема или осей ствола (рис. 230), на которых имеются все необходимые размеры. Для фундаментов укосин копра различают две системы осей: оси фундаментов, проходящие через точку пересечения оси копровой ноги с горизонтальной плоскостью нулевой отметки, и оси пят копровой ноги, проходящие через точку пересечения оси ноги копра с верхней гранью фундамента. Обе системы осей параллельны между собой и осям ствола, но их проекции на горизонтальную плоскость не совпадают. При разбивке фундаментов маркшейдеру удобнее пользоваться системой осей пят копровых ног.

Разбивку и проверку фундаментов копровых ног ведут в следующем порядке:

1. От осей ствола разбивают оси пяты копровых ног, которые выносят на обноску, закрепленную вне пределов будущих котлованов.

2. От закрепленных осей фундаментов способом ординат размечают и закрепляют деревянными кольями угловые точки котлована для каждого фундамента.

3. Около котлована закрепляют репер.

4. После того как котлованы для фундаментов выкопаны, нивелируют их днища и результаты записывают в журнале «скрытых работ». Если котлован углублен до проектной отметки, маркшейдер дает разрешение на закладку подушки фундамента.

5. После укладки подушки фундамента нивелируют ее верхнюю плоскость и результаты записывают в журнал «скрытых

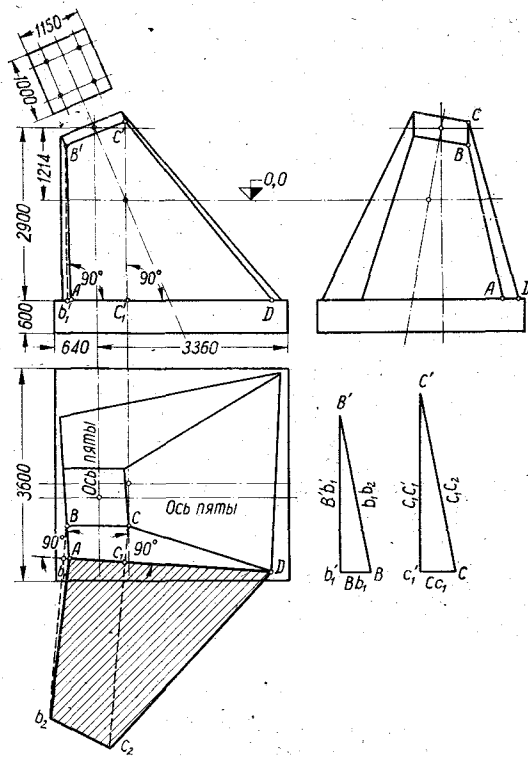


РИС. 229. Рабочий чертеж фундамента укосины копра

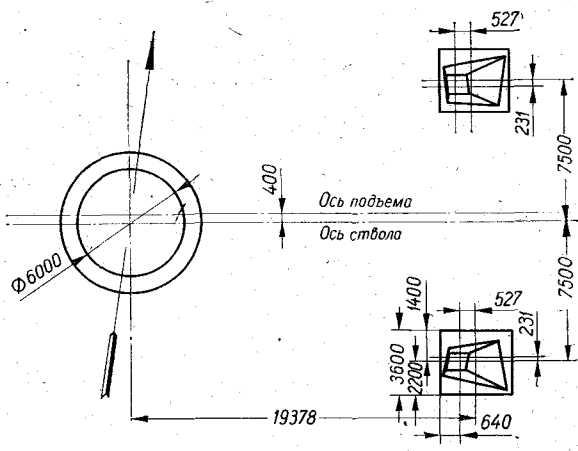


РИС. 230. Проектные данные для разбивки фундаментов укосины копра

работ». Верхняя плоскость подушки фундамента должна быть строго горизонтальной.

6. Для бетонирования верхней части фундаментов изготавливают опалубку, соответствующую их проектной форме.

Так как грани фундамента проектируются на рабочем чертеже с искажениями размеров, необходимо получить их фактические значения, по которым будут изготовлены щиты опалубки. Для этого на рабочем чертеже строят развертки каждой грани. Так, разверткой грани $ABCD$ будет Ab_2c_2D (см. рис. 229). Положение точек b_2 и c_2 находят, откладывая перпендикулярно к основа-

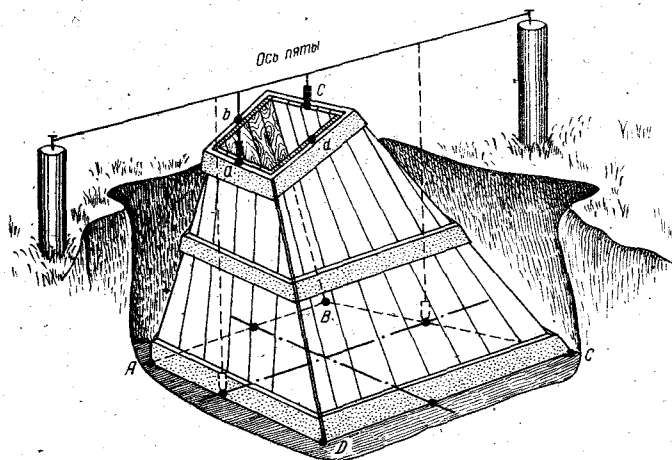


РИС. 231. Установка опалубки фундамента укосины копра

нию AD отрезки b_1b_2 и c_1c_2 , которые являются гипотенузами треугольников с катетами $B'b_1$ и Vb_1 ; $C'c_1$ и Vc_1 , имеющимися на рабочих чертежах. По осям пяты копровой ноги, вынесенным на обноску, натягивают шнуры, от которых с помощью отвесов обозначают на подушке фундамента угловые точки A, B, C, D . По этим точкам устанавливают опалубку на бетонную подушку фундамента. Установку опалубки уточняют по положению верхнего среза фундамента. Для этого на опалубке намечают точки a, b, c, d (рис. 231), которые при правильном положении ее должны находиться под отвесами, опущенными с осей пят копровой ноги. Проверку верхнего среза по высоте производят путем геометрического нивелирования точки пересечения осей пяты, отметка которой дается в проекте.

Убедившись в правильности установки опалубки и надежности ее закрепления в котловане, производят бетонирование до горизонта головок анкерных болтов. Затем от осей пяты, закрепленных на обносках, на местах будущих болтов устанавливают анкерные ящики и производят дальнейшее бетонирование. Верхняя наклон-

ная плоскость фундамента, служащая опорой для пяты укосины, бетонируется на 5—10 см ниже проектной, с тем чтобы при установке укосин была возможность производить расклинку и последующую бетонную подливку. Анкерные болты заводятся в оставленные в бетоне колодцы после окончательной проверки укосины и станка копра.

Возведение (монтаж) копра производят: а) путем предварительной сборки на специальной площадке с последующим подъемом и установкой на подкопровой раме; б) последовательным наращиванием отдельных звеньев (панелей) непосредственно на подкопровой раме. В обоих случаях выполняют контрольные измерения элементов копра. При монтаже станка копра путем последовательного наращивания звеньев маркшейдер должен проверять правильность установки каждого монтажного звена.

Перед подъемом копра на подшкивной площадке необходимо разметить осевые точки *A, B, C, D*, а на горизонтальных связях укосины — метки, которые при правильной установке копра должны совпадать с осями ствола.

Контроль правильности установки копра производится после того, как станок копра временно закреплен и ослаблены все растяжки, поддерживающие его во время монтажных работ. Маркшейдерский контроль выполняется с помощью теодолита, который устанавливают на одном из осевых пунктов (не дальше 100 м от ствола и не ближе величины, равной высоте копра). Визирную ось теодолита ориентируют по направлению оси ствола, затем переводят на подшкивную площадку и намечают точки фактического положения осей ствола на передней и задней стенках подшкивной площадки и на горизонтальных связях укосины (рис. 232). Выноску производят при двух положениях трубы и берут средние из полученных значений (*a, b, c* и *d*). При визировании используют накладной уровень. Теодолит и штатив защищают от солнца. Перенесение осей ствола повторяют при новой установке теодолита. Расстояние между полученными точками не должно превышать 15 мм.

Получив на подшкивной площадке точки фактического положения осей ствола *a, b, c, d*, сличают их с точками *A, B, C, D*, намеченными до подъема копра. Отклонение положения подшкивной площадки от проектного не должно превышать: для постоянных металлических копров ± 50 мм в направлении, параллельном оси подъема, и ± 25 мм в направлении, перпендикулярном к оси подъема; для временных металлических копров ± 30 мм по каждому направлению. Соответственно осевые метки на горизонтальных связях укосины вверху, посередине и внизу не должны отклоняться от фактической оси ствола более чем на ± 25 мм.

Профильную съемку станка копра и укосины следует выполнять по окончании монтажных работ или в тех случаях, когда искривленность копра не позволяет установить подшкивную

площадку или разгрузочные кривые в проектное положение с допустимыми отклонениями.

Отклонение ребер станка копра от вертикали может определяться проектированием соответствующих точек с помощью теодолита на горизонтально установленную рейку или измерением горизонтальных углов, для чего теодолит устанавливают в точке T_1 (см. рис. 232) на расстоянии 40—60 м от копра примерно в створе двух стоек станка с таким расчетом, чтобы с этой точки были

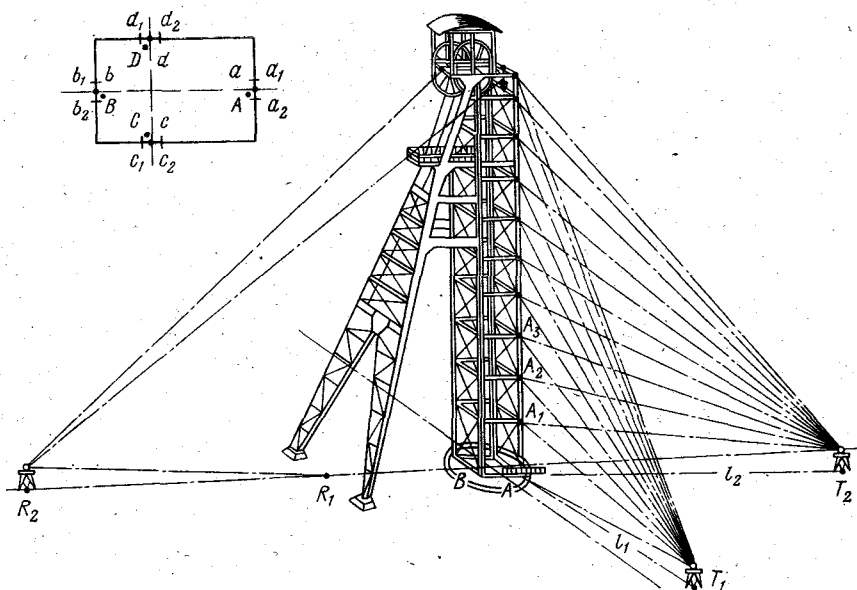


РИС. 232. Выноска теодолитом на подшивную площадку осей ствола и-профильная съемка станка копра

видны указанные стойки по всей их высоте. Визируя на нижнее основание стойки A , закрепляют горизонтальный круг и берут отсчет. Затем, открепив алидаду, визируют последовательно на каждое звено и берут отсчет по лимбу. Повторив измерения при втором положении трубы теодолита, вычисляют среднее значение измеренных углов β для каждого звена. Измерив горизонтальное расстояние l от теодолита до стойки A , вычисляют отклонения Δl стойки A от вертикали

$$\Delta l = \frac{\beta''}{\rho''} l.$$

Аналогичным образом производят проверку стойки B . Стойка A проверяется также и в направлении, перпендикулярном к первому, с установки теодолита в точке T_2 . Так проверяются все стойки копра в двух взаимно перпендикулярных направлениях.

По результатам проверки составляют профили стоек станка копра и передают руководству строительства для принятия решения о выполнении дальнейших монтажных работ.

§ 162. УСТАНОВКА И ПРОВЕРКА НАПРАВЛЯЮЩИХ ШКИВОВ И РАЗГРУЗОЧНЫХ КРИВЫХ

Маркшейдерская проверка правильности установки направляющих шкивов на подшивной площадке производится после окончательного закрепления станка копра и укосин. Для этого должна быть произведена контрольная выноска осей ствола на подшивную площадку. Проверка фактического положения копровых шкивов производится измерением по перпендикулярам расстояний l_1, l'_1, l_2, l'_2 от наружных (или внутренних) граней реборд шкива

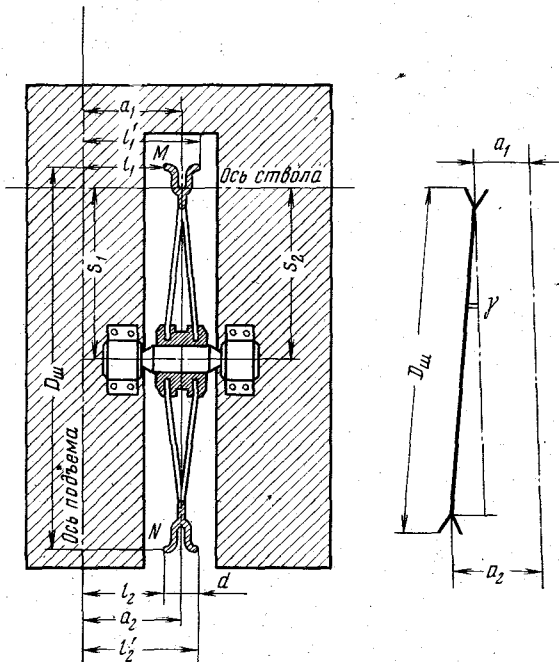


РИС. 233. Проверка положения плоскости симметрии шкива относительно осей ствола в плане

по горизонтальному его диаметру и от оси вала s_1 и s_2 до отвесов, опущенных с проволок, фиксирующих оси ствола на подшивной площадке (рис. 233).

Искомые расстояния до плоскости симметрии шкива определяются по формулам:

$$a_1 = \frac{l_1 + l'_1}{2}; \quad a_2 = \frac{l_2 + l'_2}{2}.$$

Аналогичные величины находят из измерений, произведенных после поворота шкива на 180° , и из них берут среднее.

Если расстояния a_1 и a_2 не равны между собой, то угол между плоскостью симметрии шкива и осью ствола определяется по формуле

$$\gamma = \frac{a_2 - a_1}{D_{ш}} \rho'.$$

Расстояния от плоскости симметрии шкива до оси ствола не должны отличаться от проектных: для шкивов диаметром до 6 м —

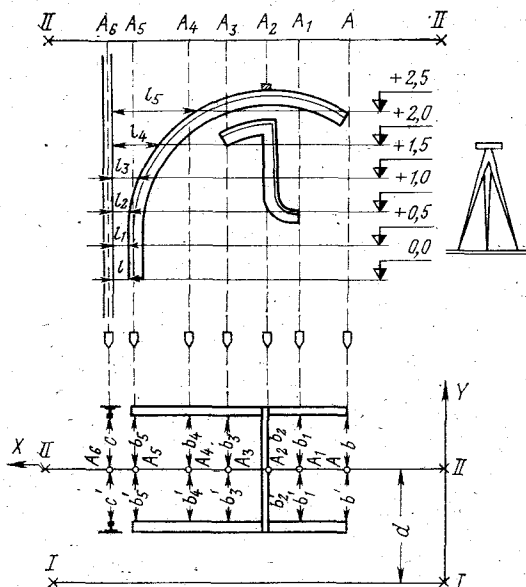


РИС. 234. Проверка установки разгрузочных кривых

более чем на ± 10 мм, для шкивов диаметром 6 м и больше — на $+15$ мм.

Горизонтальность вала копрового шкива и вертикальность плоскости симметрии шкива проверяют с помощью накладного уровня с ценой деления $20''$, шланговым нивелиром или нивелиром с самоустанавливающейся визирной осью, позволяющей определять превышение с точностью до ± 1 мм.

Если подъем оборудован опрокидными подъемными сосудами, проверяют правильность положения разгрузочных кривых, которые должны удовлетворять следующим требованиям «Технической инструкции по производству маркшейдерских работ»:

а) погрешность установки разгрузочных кривых в плане относительно проводников не должна превышать ± 10 мм;

б) плоскости плит, на которых крепятся разгрузочные кривые, должны быть перпендикулярны к плоскости, проходящей через проводники, допустимое отклонение для наиболее удаленных точек плит не должно превышать ± 10 мм;

в) соответствующие точки внутренних и наружных кривых должны быть расположены на одном уровне, допустимое отклонение не должно превышать ± 10 мм.

Проверка разгрузочных кривых производится от осей ствола (подъема). На горизонт установки разгрузочных кривых (рис. 234) переносят направление оси ствола I—I, от которого по проектному размеру d откладывают и закрепляют ось симметрии II—II разгрузочных кривых. Натянув по этой оси проволоку (выше образующей разгрузочных кривых), на нее вешают отвес. Перемещая его по проволоке через каждые 20—30 см, измеряют расстояния b , b' , b_1 , b'_1 , b_2 , b'_2 , ..., b_5 , b'_5 от отвеса до кромки разгрузочных кривых. После этого отвес перемещают в точку A_6 и измеряют расстояния s и s' от отвеса до проводников.

Для проверки соблюдения второго условия на площадке приемного бункера устанавливают нивелир и через 0,5 м по высоте с помощью нивелирной рейки отмечают одинаковые горизонты на проводниках и разгрузочных кривых. Рулеткой измеряют расстояния l , l_1 , l_2 , ..., l_5 , которые сравнивают с проектными. Третье условие проверяется с помощью рейки с накладным уровнем, которая последовательно устанавливается на разгрузочных кривых в точках A , A_1 , A_2 , ..., A_5 .

§ 163. РАЗБИВОЧНЫЕ РАБОТЫ ПРИ МОНТАЖЕ ПОДЪЕМНОЙ МАШИНЫ И КОНТРОЛЬ ИХ ВЫПОЛНЕНИЯ

Маркшейдерские работы при разбивке в натуре здания и фундамента подъемной машины сводятся к следующему:

1. От ближайшего осевого пункта, расположенного у будущего здания подъемной машины, откладывают расстояние l , равное разности проектного расстояния L от центра ствола до оси главного вала подъемной машины, и расстояние d от центра ствола до осевого пункта (рис. 235):

$$l = L - d.$$

Затем временно закрепляют точку M пересечения оси ствола (подъема) и оси главного вала подъемной машины. Установив в этой точке теодолит, откладывают прямой угол и на продолжении визирного луча закрепляют ось главного вала подъемной машины с обеих сторон тремя постоянными осевыми пунктами M_1 , M_2 , M_3 , M_4 , M_5 , M_6 .

Разбивку осей подъема и главного вала машины выполняют дважды, после чего определяют дирекционные углы закрепленных монтажных осей. Среднее значение дирекционного угла оси главного вала не должно отличаться от проектного более чем на

$\pm 2'$, угол между закрепленными осями не должен отличаться от прямого более чем на $\pm 1'$. Одновременно на обноску выносят оси, фиксирующие грани фундаментов подъемной машины, оси анкерных болтов, грани фундаментов здания и т. д.

Вблизи фундаментов выставляют реперы, пользуясь которыми проверяют глубину котлованов, высоту подушки и верхней поверхности фундаментов.

2. После того как вырыт котлован, маркшейдер проверяет правильность установки опалубки фундаментов и расположения

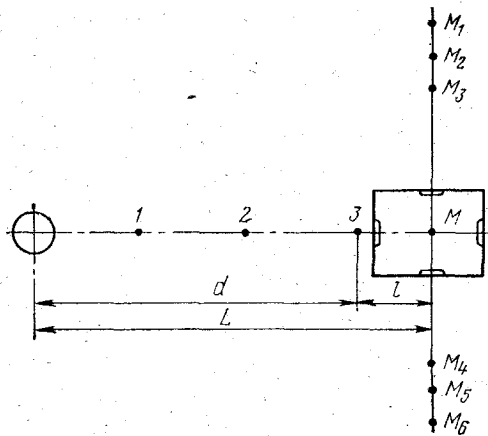


РИС. 235. Разбивка в натуре оси главного вала подъемной машины

гнезд для анкерных болтов.
3. Когда стены здания возведены на высоту 1—1,5 м, внутрь здания переносят ось ствола (подъема) и ось главного вала подъемной машины теодолитом (при двух положениях трубы), установленным на осевых пунктах. Оси намечают на скобах, заделанных внутри здания в стенах.

Если в натуре закреплена ось ствола, а не ось подъема, то в здание переносят ось ствола, а ось подъема восстанавливают,

откладывая от нее соответствующее расстояние. Таким образом, на скобе, закрепленной внутри здания подъемной машины, будут метки, соответствующие оси ствола и оси подъема, каждая из которых должна быть подписана.

После возведения стен закладывают второй ряд скоб на 1—1,5 м выше барабана подъемной машины и переносят на них оси с помощью отвеса или теодолита. Одновременно с закреплением осей в здании подъемной машины в стене закладывают высотный репер и определяют его отметку.

4. После возведения фундамента подъемной машины маркшейдер проверяет гнезда анкерных болтов, измеряя расстояние от осей подъема и главного вала машины до центра каждого гнезда, а также его глубину. По результатам измерений составляют эскиз расположения гнезд, на котором фиксируют фактические и проектные размеры. Кроме этого нивелируют поверхности фундамента.

5. Приступают к укладке основной рамы. Маркшейдерский контроль при укладке рамы состоит в определении ее горизонтальности и правильности расположения относительно оси подъема и оси главного вала подъемной машины. Правильность уста-

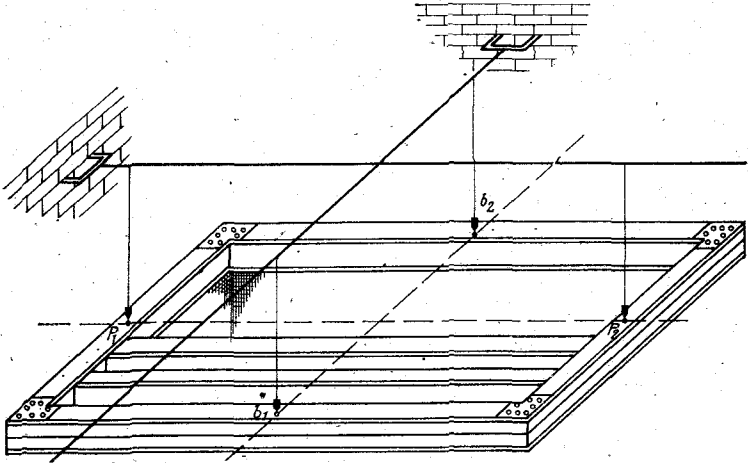


РИС. 236. Контроль за установкой основной рамы подъемной машины

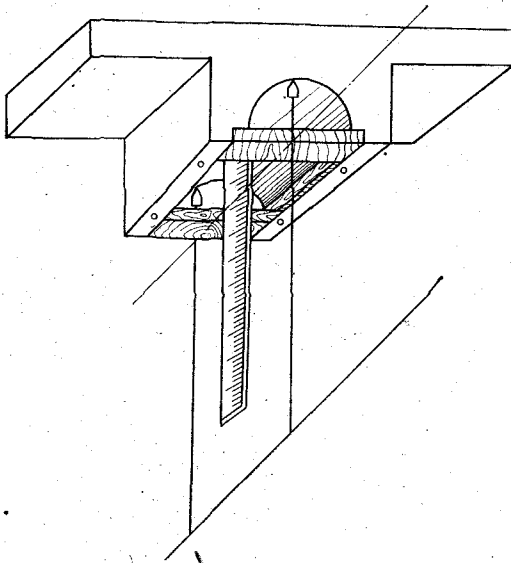


РИС. 237. Контроль установки подшипников главного вала подъемной машины

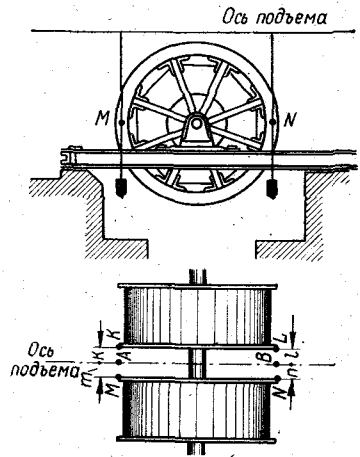


РИС. 238. Проверка установки барабанов подъемной машины

новки рамы по высоте проверяют нивелиром путем определения отметок угловых точек рамы. Расположение рамы относительно осей контролируют с помощью отвесов, опущенных с проволок, натянутых между осевыми скобами (рис. 236). На раме перед ее установкой намечают осевые точки P_1, P_2, b_1, b_2 , створ которых должен совпадать со створом опущенных с проволок отвесов.

6. После установки, проверки и закрепления основной рамы приступают к установке подшипников главного вала. По высоте подшипники устанавливаются нивелированием нижних точек внутренней поверхности. При этом вместо обычной нивелирной рейки пользуются металлической линейкой с миллиметровыми делениями (рис. 237). Подшипники в горизонтальной плоскости устанавливают от отвесов, опущенных с проволоки, натянутой между осевыми скобами, которые закрепляют ось главного вала подъемной машины.

7. Контроль установки главного вала подъемной машины состоит в определении фактического положения его оси в горизонтальной и вертикальной плоскостях. Этот контроль осуществляется с помощью отвесов, опущенных с проволоки, натянутой между скобами по оси главного вала, и нивелировкой его шеек. При определении превышения одного конца вала над другим необходимо учитывать возможное неравенство диаметров шеек вала. Отклонение оси вала относительно отвесов не должно превышать 1 мм.

Отклонение фактического положения главного вала подъемной машины от проектного не должно превышать: по расстоянию от центра ствола до оси вала ± 100 мм, по высоте от проектной отметки ± 100 мм, смещение точки пересечения оси вала и оси подъема в боковом направлении ± 50 мм.

8. После того как барабан смонтирован на главном валу подъемной машины, проверяют его положение относительно оси подъема. Для этого вдоль оси подъема натягивают шнур, со шнура опускают два отвеса A и B и измеряют расстояния k, l, m, n от отвесов до реборды барабана (рис. 238). Соответствие измеренных расстояний проектным указывает на правильность установки барабанов.

Вместо отвесов для измерения расстояний k, l, m, n может быть использован теодолит, процентрированный по оси подъема, и линейка с миллиметровыми делениями, приставляемая к ребордам барабанов.

§ 164. ПРОВЕРКА СООТНОШЕНИЯ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ЭЛЕМЕНТОВ ОДНОКАНАТНОЙ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ

Проверка подъемного комплекса производится при сдаче шахты в эксплуатацию и периодически в процессе ее работы. Маркшейдер проверяет соответствие величин углов отклонения

канатов (девиации) на барабанах и шкивах правилам технической эксплуатации, вертикальность плоскостей симметрии шкивов, отсутствие у них «восьмерки», совпадение вертикальных проекций точек схода канатов и точек подвеса подъемных сосудов, горизонтальность главного вала подъемной машины. Этот контроль может быть выполнен как от осей ствола, закрепленных осевыми пунктами на поверхности, так и от оси главного вала подъемной машины.

Рассмотрим содержание работ и последовательность их выполнения при проверке подъемного комплекса от осей ствола. Проверка выполняется путем прокладки теодолитного хода от осевых пунктов к подъемной машине и к стволу и съемки характерных точек органов навивки подъемной машины, шкивов, сечения ствола. От осевого пункта R_2 и направления R_2R_3 оси ствола проходят теодолитный ход $R_2, 1, A, 2, B$ (рис. 239). Точку A закрепляют в здании подъемной машины примерно в створе реборды барабана, а точку B так, чтобы с нее можно было производить съемку проводников и канатов в стволе. К реборде барабана прикрепляют кронштейн с жалом Γ и с точки A производят его съемку в двух диаметрально противоположных положениях Γ и Γ_1 , в результате чего определяют их координаты x_Γ, y_Γ и $x_{\Gamma_1}, y_{\Gamma_1}$. Затем измеряют все элементы органов навивки, необходимые для вычисления углов девиации (рис. 240): d_8, d_9 и d_3, d_7 — ширину рабочей и свободной части южного и северного барабанов;

- d_2, d_6 — ширину реборд южного и северного барабанов;
- d_4 — ширину зоны витков трения южного барабана;
- d_5 — расстояние между барабанами;

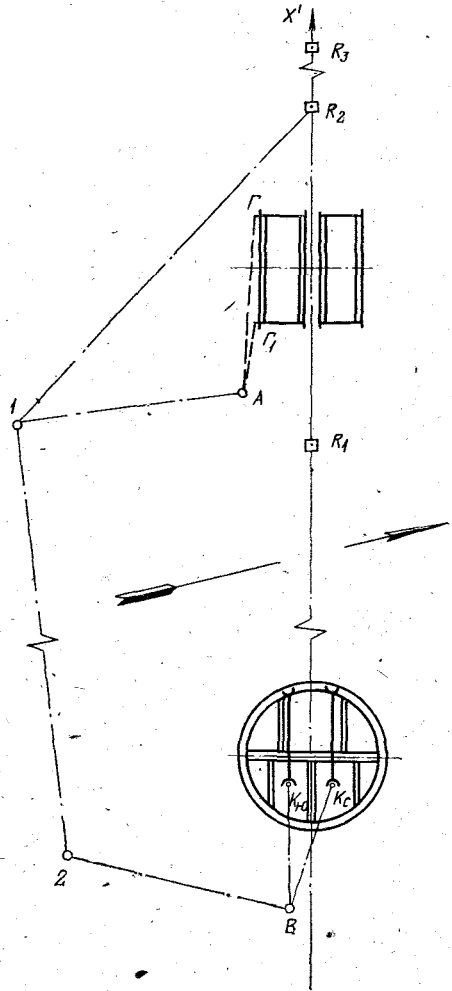


РИС. 239. Съемка характерных точек подъемного комплекса

d_1 — длину жала на кронштейне, прикрепленном к ребре барабана;

$D_{ш}, D_6$ — диаметры направляющих шкивов и барабанов;

Δz — разность отметок осей шкивов и главного вала подъемной машины.

С точки B производят съемку элементов сечения ствола на уровне нулевой площадки и определяют координаты осей подъемных канатов K_c и $K_{ю}$ при установке подъемных сосудов в околоствольном дворе. С одного из осевых пунктов R_2 или R_3 переносят теодолитом на подшкивную площадку ось ствола, от которой производят съемку шкивов a_1, a_2, a'_1, a'_2 . Затем вычисляют:

1. Дирекционный угол фактической оси подъема

$$\operatorname{tg}(\Gamma_1 - \Gamma) = \frac{y_{\Gamma} - y_{\Gamma_1}}{x_{\Gamma} - x_{\Gamma_1}}$$

2. Величину непараллельности фактической оси подъема и оси ствола

$$\varepsilon = (\Gamma_1 - \Gamma) - (R_2 - R_3).$$

3. Координаты точки O пересечения фактической оси подъема с осью главного вала подъемной машины:

$$x_O = \frac{x_{\Gamma_1} + x_{\Gamma}}{2};$$

$$y_O = \frac{y_{K_c} + y_{K_{ю}}}{2} + \left(x_O - \frac{x_{K_c} + x_{K_{ю}}}{2} \right) \sin(\Gamma_1 - \Gamma).$$

4. Координаты точки C , лежащей на оси главного вала посредине между барабанами:

$$x_C = x_O; \quad y_C = \frac{y_{\Gamma_1} + y_{\Gamma}}{2} - \left(d_1 + 2d_2 + d_4 + d_8 + d_3 + \frac{d_5}{2} \right).$$

5. Углы наклонов верхнего и нижнего канатов и их наклонную длину (см. рис. 225):

$$L = x_O - \left(\frac{x_{K_c} + x_{K_{ю}}}{2} + R_{ш} \right);$$

$$L_n^{\circ} = \sqrt{L^2 + (\Delta z)^2};$$

$$\operatorname{tg} \varphi_0 = \frac{\Delta z}{L}; \quad \Delta \varphi_B = \frac{R_6 - R_{ш}}{L_n^{\circ}} \rho'; \quad \Delta \varphi_H = \frac{R_6 + R_{ш}}{L_n^{\circ}} \rho';$$

$$\varphi_B = \varphi_0 - \Delta \varphi_B; \quad \varphi_H = \varphi_0 + \Delta \varphi_H;$$

$$L^B = \frac{R_6 - R_{ш}}{\sin \Delta \varphi_B}; \quad L^H = \frac{R_6 + R_{ш}}{\sin \Delta \varphi_H}.$$

6. Углы девиации на барабанах:

а) на северном:

$$\alpha_B^c = \frac{a - b_1}{L_H^H} \rho' - \varepsilon \cos \varphi_H;$$

$$\alpha_H^c = \frac{b_2 - a}{L_H^H} \rho' + \varepsilon \cos \varphi_H,$$

где

$$a = \frac{a_1 + a_2}{2}; \quad b_1 = \frac{d_5}{2} - y_C + d_6 + d_7; \quad b_2 = b_1 + d_9;$$

б) на южном:

$$\alpha_B^{ю} = \frac{a' - b_1'}{L_H^B} \rho' + \varepsilon \cos \varphi_B; \quad \alpha_H^{ю} = \frac{b_2' - a'}{L_H^B} \rho' - \varepsilon \cos \varphi_B,$$

где

$$a' = \frac{a_1' + a_2'}{2}; \quad b_1' = y_C + \frac{d_5}{2} + d_2 + d_3; \quad b_2' = b_1' + d_8.$$

7. Углы девиации на шкивах:

а) на северном

$$\beta_B^c = \frac{s^c - b_1}{L_H^H} \rho'; \quad \beta_H^c = \frac{b_2 - s^c}{L_H^H} \rho',$$

где

$$s^c = a_1 + \frac{\Delta a^c}{D_{III}} \left(L + \frac{D_{III}}{2} \right); \quad \Delta a^c = a_2 - a_1;$$

для контроля

$$\beta_B^c = \alpha_B^c + (\gamma^c + \varepsilon) \cos \varphi_H; \quad \beta_H^c = \alpha_H^c - (\gamma^c + \varepsilon) \cos \varphi_H;$$

$$\gamma^c = \frac{\Delta a^c}{D_{III}} \rho';$$

б) на южном

$$\beta_B^{ю} = \frac{s^{ю} - b_1'}{L_H^B} \rho'; \quad \beta_H^{ю} = \frac{b_2' - s^{ю}}{L_H^B} \rho',$$

где

$$s^{ю} = a_1' + \frac{\Delta a^{ю}}{D_{III}} \left(L + \frac{D_{III}}{2} \right); \quad \Delta a^{ю} = a_2' - a_1';$$

для контроля

$$\beta_B^{ю} = \alpha_B^{ю} + (\gamma^{ю} - \varepsilon) \cos \varphi_B; \quad \beta_H^{ю} = \alpha_H^{ю} - (\gamma^{ю} - \varepsilon) \cos \varphi_B;$$

$$\gamma^{ю} = \frac{\Delta a^{ю}}{D_{III}} \rho'.$$

Проверка подъемного комплекса может быть выполнена и от разбивочной оси главного вала подъемной машины, которая принимается за исходное направление. Предварительно должна быть проверена параллельность оси вала машины и натянутой между осевыми скобами проволоки, фиксирующей разбивочную ось вала. Угол между ними не должен быть более $2'$.

В точке A (рис. 241) на проволоке, натянутой между скобами, вешают отвес. Примерно на оси подъема закрепляют точку III

и прокладывают теодолитный ход $A-I-II-III$. Вблизи ствела закрепляют точку IV , включаемую в теодолитный ход. На точке III от стороны хода $III-II$ откладывают угол β , предварительно вычисленный с таким условием, чтобы направление $III-V$ было перпендикулярно к оси вала машины, и выносят это направление на подшкивную площадку, фиксируя его проволокой, натянутой по горизонтальному диаметру направляющих шкивов. Затем измеряют на подшкивной площадке расстояния от проволоки до ребер шкивов и ширину между внешними гранями ребер. В здании подъемной машины определяют размеры ее основных элементов.

Для определения положения осей подъемных канатов относительно проводников на уровне нулевой площадки полярным способом производят съемку проводников и подъемных канатов. Нивелиром проверяют горизонтальность валов направляющих шкивов и главного вала машины. Вводят условную систему координат, в которой за ось ординат y принимают ось главного вала машины, а за ось абсцисс x — перпендикулярную к ней ось, проходящую через точку O (середины между барабанами). В этой системе вычисляют координаты точек теодолитного хода, канатов и проводников.

Для каждого каната соответственно типу подъемной машины подсчитывают углы девиации на барабанах и шкивах. Ход вычислений и весь аппарат формул приведены в приложении 45 «Технической инструкции по производству маркшейдерских работ».

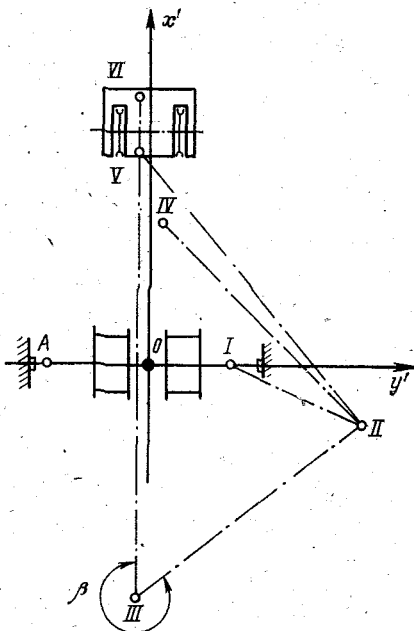


РИС. 241. Схема теодолитного хода при проверке подъема от оси главного вала подъемной машины

§ 165. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ
ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ БАШЕННЫХ КОПРОВ

При строительстве башенных копров разделяют: работы нулевого цикла, связанные с устройством фундамента копра, и работы по возведению башни копра.

При работах нулевого цикла маркшейдер должен:

а) перенести на обноску предварительно проверенные оси ствола;

б) разбить оси системы водоотлива будущего котлована и всех примыкающих к копру подземных коммуникаций, в том числе и вентиляционных каналов;

в) от центра ствола с помощью рулетки или троса по проектной длине радиуса (при круглом сечении) разметить контур котлована и закрепить его кольями через 2 м. Если в центре ствола встать нельзя, выноску контура котлована можно произвести от хорд, предварительно определив размеры по чертежу крупного масштаба;

г) оси ствола перенести на дно котлована и от них разбить места установки опалубки фундаментной подушки, внутренней и внешней опалубки фундамента. Смещение щитов опалубки относительно проектного положения в плане не должно превышать ± 10 мм;

д) по окончании бетонирования фундамента и его перекрытия произвести их съемку от осей ствола для проверки размеров, а для проверки горизонтальности перекрытия — нивелирование. Оси ствола необходимо перенести на скобы, забетонированные с наружной стороны фундамента и в балках перекрытия.

Для возведения наземной части башенного копра из монолитного железобетона применяется подвижная опалубка. При возведении башни копра выполняются следующие маркшейдерские работы:

а) проверяют размеры, форму и положение опалубки, которая собирается на фундаментной плите. Для установки подвижной опалубки на железобетонных балках перекрытия фундамента башни копра закрепляют временную металлическую балку, на которую выносят и обозначают керном центр ствола. От этого центра производят разбивку мест установки домкратных стержней и рам, а также осей и контуров других сборных элементов подвижной опалубки. До закрепления должны быть проверены вертикальность домкратных рам, горизонтальность поперечин домкратных рам и расположение поперечин в одной плоскости. Для установки всех комплектов кружал в проектное положение теодолитом совмещают по вертикали риски на осевых скобах фундамента с соответствующими метками на кружалах, а отвесом проверяют, находятся ли в данной плоскости их верхние и нижние кромки. После установки домкратных рам и навески щитов производится проверка правильности их установки измерениями от

осей ствола до внутренней поверхности каждого щита по верху опалубки, а также нивелированием ригелей домкратных рам и рабочего пола в углах секций опалубки. Отсчеты по рулетке и нивелирной рейке берут с точностью до миллиметров. Смещения щитов опалубки относительно проектного положения в горизонтальной плоскости не должны превышать ± 10 мм, разности между высотными отметками ригелей домкратных рам и разности между высотными отметками углов рабочего пола опалубки не должны быть более 15 мм. После возведения стен башенного копра на высоту 1—1,5 м оси ствола закрепляют скобами с наружной и внутренней сторон копра;

б) для определения в процессе движения опалубки высоты рабочего пола и закладных деталей к арматуре по углам как шахтной, так и наружной части башенного копра прикрепляют деревянные контрольные рейки с дециметровыми делениями. По мере подъема опалубки рейки систематически наращиваются. Кроме того, через каждые 20 м подвигания опалубки маркшейдер определяет с помощью компарированной рулетки высоты рабочего пола от репера, забетонированного в нижней части копра. Сравнивая эти данные с показаниями контрольных реек движения опалубки, корректируют отсчеты на рейках, если расхождение показаний будет более 20 мм;

в) в процессе возведения копра положение подвижной опалубки в плане проверяется не реже чем через 4 м ее подвигания. Эта проверка осуществляется с помощью утяжеленных отвесов, зенит-прибором, проектирами направлений ПН-1м.

Для определения возможных смещений опалубки точки их схода фиксируют центрировочными пластинами, закрепленными на рабочем полу опалубки. Лебедки с проволокой для отвесов закрепляют на рабочем полу опалубки или устанавливают внизу на нулевой площадке. Число и место расположения отвесов зависят от формы опалубки. Обычно располагают четыре отвеса по углам стволового отделения и в лифтовом отделении. При возведении башенных копров прямоугольного сечения высотой более 70 м следует проверять положение периферийных щитов опалубки от отвесов, расположенных по углам наружных стен копра. Смещение опалубки в плане определяется относительно начального положения измерениями расстояний на нулевой площадке от нити отвеса до ближайших соответствующих стен башни. Расстояние от нити отвеса необходимо измерять до одних и тех же точек, отмеченных на стенах краской.

Положения опалубки автоматическим лот-аппаратом *PZL* (ГДР) (рис. 242) определяются с помощью визирных марок, укрепленных на деревянных прогонах, поддерживающих рабочий пол опалубки и представляющих собой сетку квадратов, вычерченную на прозрачном материале (рис. 243).

Лот-аппарат устанавливают последовательно под каждой маркой над закрепленными пунктами, координаты которых опре-

деляются в системе осей ствола. Результаты наблюдений за положением опалубки оформляют в виде схемы совмещенных сечений копра, построенных через 2—4 м. Чертеж строят по начальным координатам марок или отвесов в масштабе 1 : 50. Все последующие положения марок или отвесов показывают в масштабе 1 : 1 относительно начального положения.

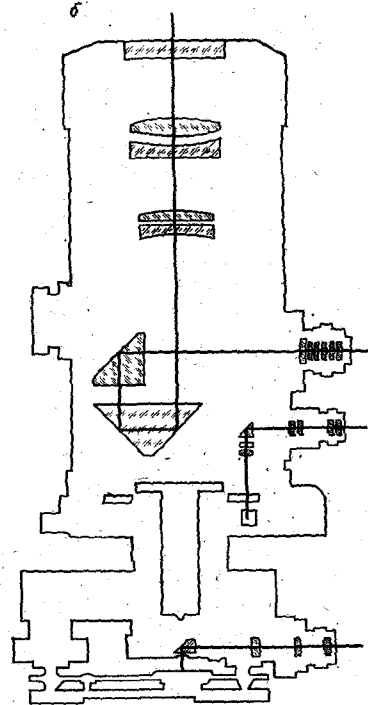
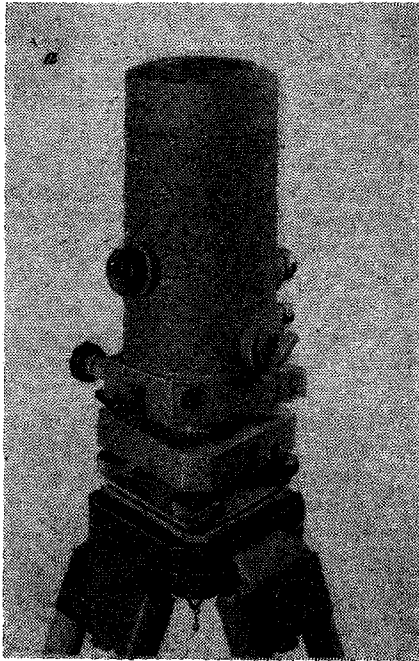


РИС. 242. Автоматический лот-аппарат PZL:
а — общий вид; б — ход лучей

Схема позволяет своевременно установить отклонения стен копра от вертикали, растяжение, сжатие и угол поворота опалубки и тем самым своевременно подготовить мероприятия по предотвращению дальнейших деформаций и отклонений.

Отклонения основных геометрических элементов башенных копров от проектных не должны превышать: от вертикали 1 : 500, но не более 100 мм; в горизонтальной плоскости для перекрытий 20 мм на всю плоскость, или 5 мм на 1 м плоскости.

После возведения стен башни копра до горизонтов отклоняющих шкивов и шкивов трения на каждый из этих горизонтов переносят с помощью отвесов оси ствола (монтажные оси) и закрепляют их на перекрытиях и в стенах башни с внутренней и наружной стороны металлическими скобами. Положение пере-

опущенным с верхней части башни до осевых скоб фундамента. Последние должны быть проверены относительно контрольного яруса расстрелов.

При монтаже оборудования подъемных установок должны быть соблюдены следующие геометрические условия:

1) ведущие шкивы трения и отклоняющие шкивы должны быть установлены в плане в соответствии с проектными размерами по отношению к осям ствола;

2) точки схода канатов с ведущих шкивов трения и отклоняющих шкивов должны лежать в одной вертикальной плоскости;

3) средние точки схода канатов с отклоняющих шкивов и ведущих шкивов трения должны являться вертикальными проекциями точек подвеса подъемных сосудов;

4) оси вала ведущего шкива трения и отклоняющих шкивов должны быть горизонтальными.

Для определения взаимного соотношения указанных выше основных геометрических элементов многоканатного подъема по окончании монтажных работ нужно произвести окончательную проверку, которая выполняется следующим образом.

Вводится условная система координат, в которой за ось y' принимается ось вала ведущего шкива трения, а за ось x' — линия, к ней перпендикулярная, проходящая через середину шкива и направленная в сторону отклоняющих шкивов (рис. 244). От точек I и II, закрепленных на горизонте ведущих шкивов трения, производят теодолитную съемку точки, закрепленной на ребре шкива трения в трех ее положениях — A, C, B. По полученным данным a, b, c (отсчеты по линейке), l_1, l_2, l_3 (расстояния, измеренные рулеткой), β и δ вычисляют в принятой условной системе дирекционный угол линии I—II и координаты точки I:

$$(I-II) = \beta - \tau; \quad x'_I = - \left(\frac{l_1 + l_2}{2} \right) \cos \tau; \quad y'_I = \frac{l_3}{2} + a + l_1 \sin \tau,$$

где

$$\tau = \frac{a - b}{l_2 - l_1} \rho'.$$

Угол наклона оси вала ведущего шкива трения

$$\theta = \frac{a + b - 2c}{(l_1 + l_2) \operatorname{tg} \delta} \rho'.$$

От исходной стороны I—II прокладывают теодолитный ход к точке III на горизонте отклоняющих шкивов (рис. 245) и вычисляют ее координаты. С точки III по углам $\omega = 90^\circ - (III-II)$ и $\omega + 90^\circ$ теодолитом выносят вспомогательные оси IV—IV и V—V, которые закрепляют на скобах, забетонированных в стенках. Натянув между скобами проволоки, производят от них съемку

осей канатов, ниспадающих со шкивов трения (при установке подъемного сосуда на нижнем рабочем горизонте) через каждую $\frac{1}{6}$ часть окружности барабана, $d_{1x}^i, d_{1y}^i, \dots, d_{4x}^i, d_{4y}^i$ ($i = 1, 2, \dots, 6$). По результатам съемки определяют максимальные величины

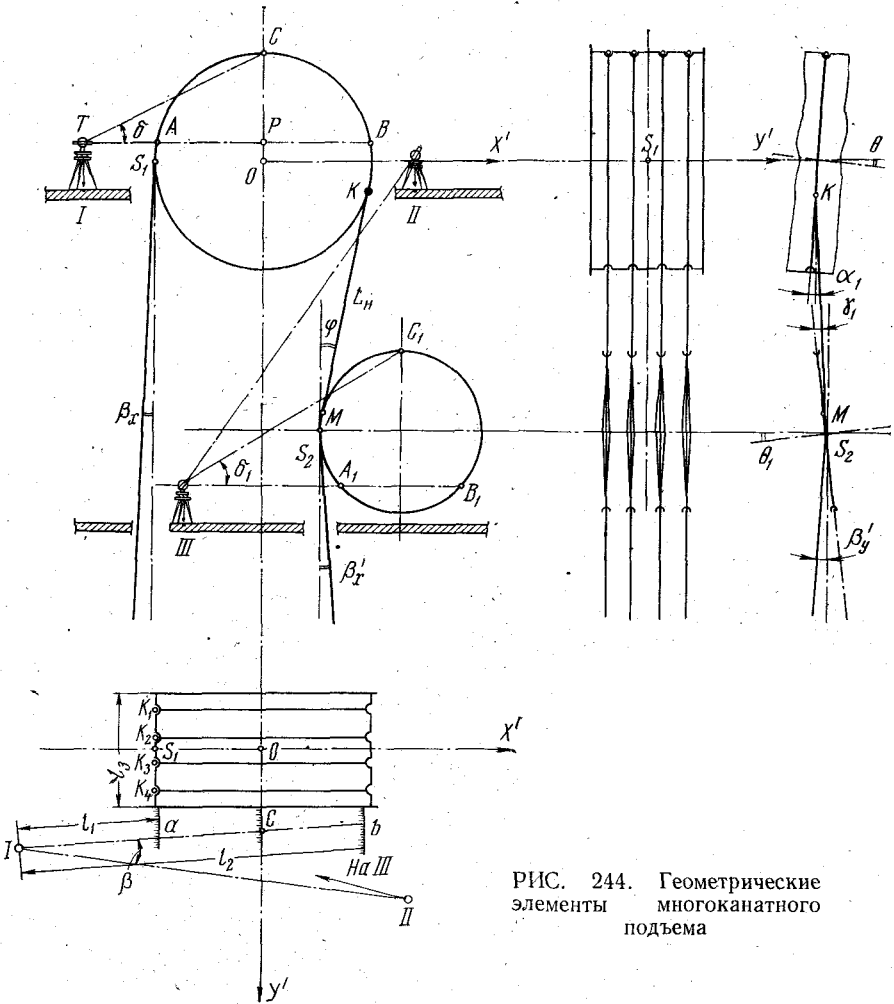


РИС. 244. Геометрические элементы многоканатного подъема

осевого и радиального биения шкива трения и средние положения осей ниспадающих канатов. Аналогично ведут съемку осей канатов, ниспадающих с отклоняющих шкивов (тоже при нижнем положении подъемного сосуда), $d_{5x}^i, d_{5y}^i, \dots, d_{8x}^i, d_{8y}^i$.

Небольшое расстояние между точками схода канатов со шкивов и горизонтом измерений позволяет принять точки съемки канатов за точки их схода со шкивов и определить координаты точки S_1

Углы девиации наклонной части первого каната (между точками K и M на рис. 244) на ведущем шкиве трения α_1 и отклоняющемся шкиве γ_1 вычисляют по формулам:

$$\alpha_1 = \frac{d_{5y} - d_{1y}}{L_H} \rho' + \theta \cos \varphi;$$

$$\gamma_1 = \frac{d_{5y} - d_{1y}}{L_H} \rho' + \theta_1 \cos \varphi + \varepsilon \sin \varphi,$$

где L_H — длина наклонной части каната между точками K и M ; φ — зенитный угол наклонной части каната.

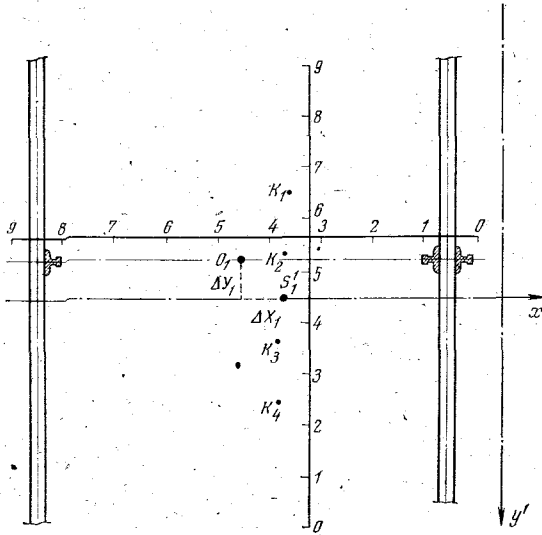


РИС. 246. Съёмка канатов и проводников на нулевой площадке

Подобным же образом вычисляют углы девиации для остальных трех канатов.

Для определения координат средних точек O_1 и O_2 между парными проводниками (точки подвеса сосудов) в принятой условной системе координат на нулевой площадке производят съёмку проводников путем привязки их к осям ниспадающих канатов при нижнем положении подъёмных сосудов. Для съёмки вблизи створов канатов и проводников укладывают нивелирные рейки (рис. 246), по которым берут отсчеты t_x и t_y , соответствующие положению каждого проводника, и k_x и k_y — для каждого каната.

По этим данным в условной системе координат определяют несовпадение точки подвеса сосуда O_1 с точкой S_1 схода условного среднего каната с ведущего шкива трения:

$$\Delta x_1 = T_{1x} + f_x \frac{h_1}{H} + T_{1x} \frac{h_1}{H}; \quad \Delta y_1 = T_{1y} + f_y \frac{h_1}{H} + T_{1y} \frac{h_1}{H},$$

где

$$T_{1x} = \frac{\sum_{i=1}^{i=4} k_x}{4} - \frac{t_{1x} + t_{2x}}{2};$$

$$T_{1y} = \frac{\sum_{i=1}^{i=4} k_y}{4} - \frac{t_{1y} + t_{2y}}{2},$$

f_x и f_y — величины искривления ствола по осям координат в месте расположения подъемных сосудов и при съемках на нулевой площадке, определенные из последней профилировки ствола; H — глубина ствола; h_1, h_2 — высота расположения ведущих и отклоняющих шкивов от нулевой площадки.

Аналогичные вычисления производят и для точек O_2 и S_2 . В процессе работы происходит износ футеровки на ведущих шкивах трения, что приводит к изменению значения Δx_1 . Поэтому оно должно быть вычислено для предельных положений футеровки: для новой футеровки

$$\Delta x_{1 \text{ нов}} = \Delta x_1 + v;$$

для изношенной футеровки

$$\Delta x_{1 \text{ изн}} = \Delta x_1 + v - v_{\text{доп}},$$

где v — фактический износ футеровки в момент проверки подъема; $v_{\text{доп}}$ — допустимый износ футеровки.

Координаты средних точек O_1 и O_2 между парными проводниками (точками подвеса сосуда) определяются по формулам:

$$x'_{O_1} = x'_{S_1} + \Delta x_1; \quad y'_{O_1} = y'_{S_1} + \Delta y_1,$$

(соответственно и для точки O_2).

Углы отклонения от вертикали условного среднего ниспадающего каната с ведущих шкивов трения будут:

$$\beta_x = \frac{\Delta x_1}{h_1} \rho'; \quad \beta_y = \frac{\Delta y_1}{h_1} \rho'.$$

Соответственно и для отклоняющих шкивов угол β_x должен быть вычислен для максимального значения Δx_1 .

Проверка подъема заканчивается сопоставлением полученных параметров с допустимыми их значениями.

Кроме описанного способа проверка соотношения геометрических элементов многоканатного подъема может быть выполнена по методике, предложенной ВНИМИ и описанной в «Методических указаниях по выполнению маркшейдерских работ при проверке соотношения геометрических элементов многоканатных подъемных установок».

На основании исследований ВНИМИ в «Технической инструкции по производству маркшейдерских работ» приводятся допустимые значения угловых отклонений.

МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОХОДКЕ,
КРЕПЛЕНИИ И АРМИРОВАНИИ СТВОЛОВ§ 167. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОХОДКЕ
И КРЕПЛЕНИИ ВЕРТИКАЛЬНОГО СТВОЛА ШАХТЫ

Работы по проходке устьев вертикальных стволов шахты начинают с укладки рамы-шаблона (рис. 247), предназначенной для обозначения контура сечения устья ствола в натуре, контроля за ним в процессе проходки, а также для подвески первого кольца временной крепи. Раму-шаблон изготовляют из деревянных или металлических балок с диагональными связями по углам и после проверки соответствия ее размеров проектным намечают на поверхности рамы точки a, b, c, d , расположенные на проектных осях ствола. Затем раму укладывают на столбовых фундаментах, центрируя относительно осей ствола, обозначенных в натуре с помощью отвесов, опущенных с проволок, натянутых между осевыми пунктами. Горизонтальность установки рамы-шаблона проверяют посредством нивелира и рейки.

Контроль за вертикальностью проходки первого звена, соблюдением проектного сечения ствола вчерне и в свету осуществляется от временного проходческого центрального отвеса, точка подвеса которого намечается маркшейдером на раме-шаблоне путем промеров радиусов шаблоном или рулеткой и сличением их с проектными.

По мере проходки устья стенки закрепляют металлическими швеллерными кольцами, которые подвешиваются на стальных крючьях z-образной формы. Кольца устанавливают по уровню и отвесу в устойчивых породах через 1 м, в слабых — через 0,5—0,6 м и затягивают затяжками.

После того как ствол пройден до первого опорного венца, маркшейдер проверяет горизонтальность кольцевого вруба для опорного венца путем систематических промеров рулеткой вертикальных расстояний h от края рамы-шаблона до подошвы вруба. После укладки брусьев кругового поддона собирают опалубку. Горизонтальность кружальных ребер проверяют с помощью накладного или водяного уровня или путем промеров расстояния h_k от рамы-шаблона. Правильность установки кружильных ребер в плане относительно центра ствола проверяют измерением радиусов r от временного центрального отвеса до внешней поверхности опалубки. Постоянную крепь устья возводят после сооружения опорного венца снизу вверх. Закрепив первое звено постоянной крепью, в шейке ствола бетонируют четыре осевые скобы, по две на каждой оси. Положение осей переносят на скобы с помощью теодолита, установленного на ближайшем к стволу грунтовом осевом пункте, или с помощью отвесов, опущенных с проволок,

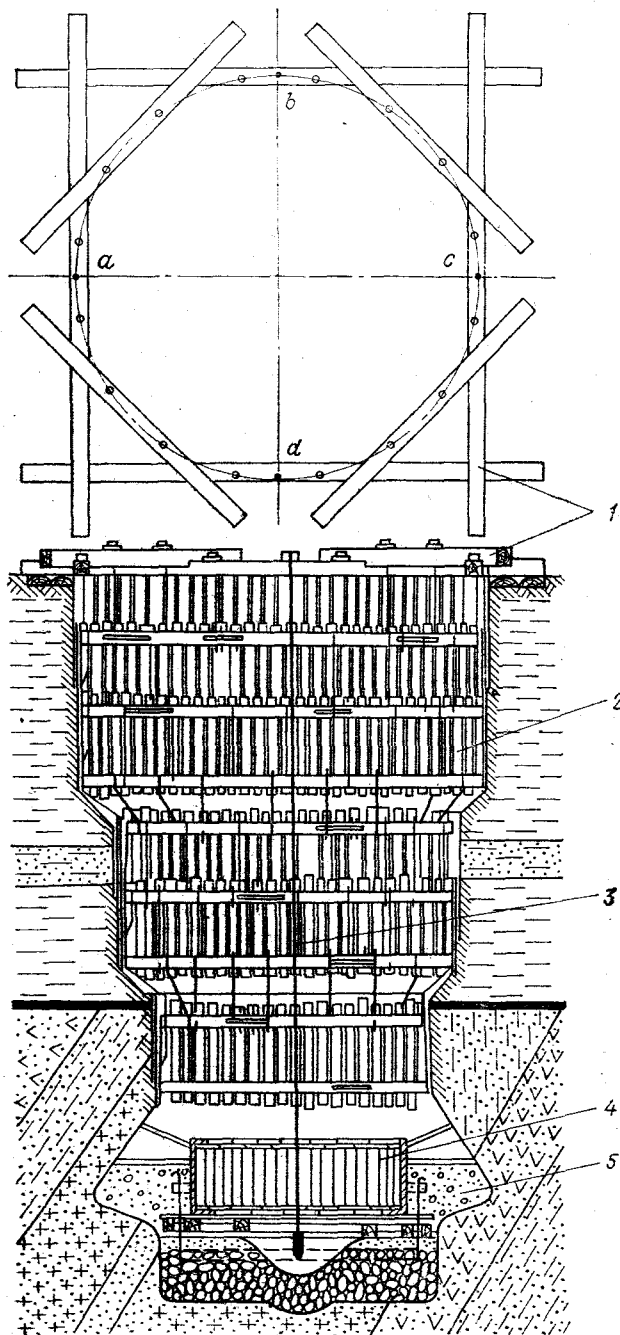


РИС. 247. Контроль за установкой рамы-шаблона и проходкой первого звена:

- 1 — рама — шаблон;
- 2 — временная крепь;
- 3 — отвес;
- 4 — опалубка;
- 5 — опорный венец

натянутых между осевыми пунктами. Смещение рисок на скобах относительно осей ствола не должно превышать 2 мм. Осевые риски на скобах следует зачеканивать медной проволокой. Оси ствола на скобы переносятся независимо дважды, разность между ними не должна превышать 5 мм.

В верхней части крепи устья ствола оставляют гнезда (проемы) для подкопровой рамы, закладывают анкерные болты или оставляют колодцы и гнезда для укрепления постоянного копра. Маркшейдер должен особенно тщательно проверить соответствие гнезд анкерных болтов проектным. После окончания крепления верхней части устья ствола раму-шаблон заменяют основной проходческой (нулевой) рамой, которая служит для проходки ствола на всю его глубину. Центрирование рамы ведется по осям ствола, а горизонтальность проверяется нивелиром и нивелирной рейкой.

Смещение осей проходческой рамы относительно проектного положения не должно превышать ± 5 мм, отклонение отметки проходческой рамы от проектного положения не должно превышать ± 50 мм, а разность отметок между точками опоры разгрузочного станка не должна быть более 5 мм.

Для контроля проходки и постоянного ориентирования в стволе следует иметь геометрическую основу в виде системы отвесов, от которых производятся все маркшейдерские измерения в стволе. Число отвесов, опускаемых в ствол, должно быть возможно меньшим. Их расположение зависит от формы поперечного сечения ствола и размещения в нем проходческого оборудования.

При круглом сечении ствола применяют центральный проходческий отвес и два (реже четыре) осевых. Для центрального отвеса обычно предусматривают специальное место в основной проходческой раме.

При прямоугольном сечении ствола опускают четыре угловых отвеса на расстоянии 20—30 см от стенок ствола. Для закрепления отвесов на четырех углах основной проходческой рамы прибавляют скобы, на которых намечают точки спуска отвесов.

При овальном сечении ствола опускают четыре отвеса, из которых два располагают на малой оси, а два других — на большой оси вблизи стенок ствола.

Проходческие отвесы аналогичны отвесам, применяемым при ориентировании шахт. Массу выбирают в зависимости от глубины ствола (30—150 кг). Для подвешивания груза используется стальной трос нераскручивающейся свивки диаметром 2—5 мм. Запас прочности должен быть пятикратным. Длина троса должна быть на 30—50 м больше всей проектной глубины ствола. Лебедки отвесов должны иметь тормозные устройства и приспособления для закрепления отвеса на любой глубине. После окончательного закрепления отвесов должны быть измерены расстояния между ними компарированной рулеткой и произведена привязка к осевым пунктам.

Прежде чем пользоваться отвесом, необходимо проверить правильность его закрепления в точке подвеса и убедиться в отсутствии касания к стенкам ствола или проходческому оборудованию путем непосредственного осмотра положения отвеса в стволе по всей его длине, опусканием «почты» и сличением расстояний между отвесами в устье ствола и в забое.

В процессе проходки ствола положение отвесов систематически (не реже одного раза в месяц) контролируют путем измерения расстояния от осей ствола до отвесов. По мере углубления ствола приходится удлинять проволоки отвесов. Переносить точки закрепления отвесов в стволе по мере его углубления можно только

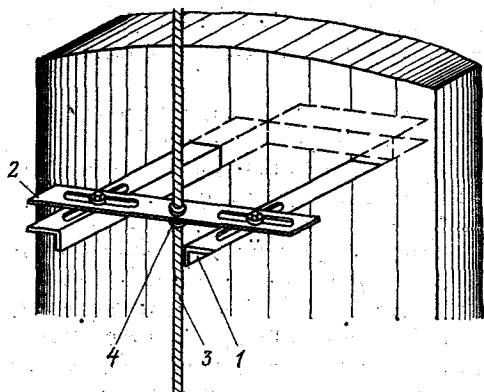


РИС. 248. Закрепление осевого проходческого отвеса в вертикальном стволе

для осевых отвесов. Центральный отвес закрепляется с расчетом спуска на всю глубину ствола, и точка закрепления его не переносится.

На выбранном горизонте симметрично относительно отвеса в крепи ствола бетонируется скоба 1 из уголкового профиля (рис. 248). Горизонтальные полочки скобы имеют продольные вырезы. На полочки накладывают планку 2, имеющую в центре круглое отверстие, в которое пропускают трос 3 отвеса.

После того как отвес успокоится, планку устанавливают так, чтобы трос находился в центре отверстия. Планку закрепляют болтами к скобе. Затем на проволоку надевают втулку 4, внешний диаметр которой равен отверстию планки, а внутреннее отверстие немного больше диаметра троса. Пропустив втулку в отверстие планки, снизу закрепляют ее гайкой.

При проходке ствола вместо проходческих отвесов можно использовать лазерные указатели направлений с вертикальным лучом. Исследовательские работы в этой области ведутся во ВНИМИ.

Разметку шпуров в забое выполняют от центра ствола (центрального отвеса), который обозначают в натуре неглубоким шпуром. В этот шпур вставляют втулку 1 кругового шаблона (рис. 249), к которой прикреплен диск 2 с отверстиями, указывающими направления радиусов разметки шпуров. Во втулку вставляют ось 3 телескопической штанги 4, с метками, обозначающими расстояние шпуров от центра ствола. В штанге имеется отверстие, через которое вставляют фиксатор в отверстие диска, закрепляя заданную ориентировку штанги. Шаблон обеспечивает разметку

шпуров на забое с точностью ± 50 мм. Расположение шпуров, направление и глубину их маркшейдер проверяет выборочно. Особое внимание нужно уделять оконтуривающим шпурам, смещение которых по окружности не должно превышать ± 50 мм, а по радиусу ± 30 мм.

Правильность разделки породных стенок ствола (сечение в черне) проверяется маркшейдером через 6—8 м проходки, результаты фиксируются в журнале проходки. Технический надзор проверяет сечение ствола через один-два технологических цикла.

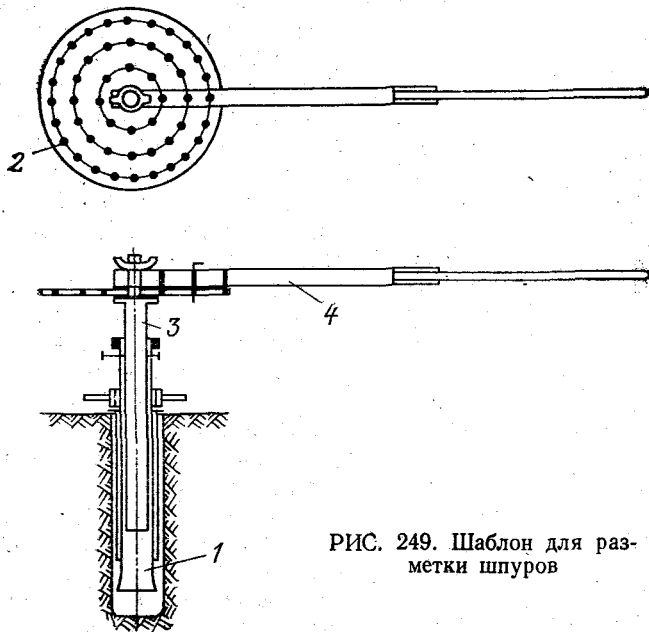


РИС. 249. Шаблон для разметки шпуров

Проверка ведется от центрального проходческого отвеса путем измерения радиусов по восьми направлениям данного сечения.

Постоянная крепь вертикальных стволов в обычных условиях возводится из монолитного быстротвердеющего бетона с помощью подвижной металлической опалубки. Подвижную металлическую опалубку устанавливает проходческая бригада симметрично относительно центрального проходческого отвеса. Вертикальная ось опалубки не должна отклоняться от среднего положения отвеса более чем на ± 20 мм. Положение опалубки относительно центрального отвеса следует проверять не менее чем в восьми точках по периметру. Горизонтальность опалубки проверяется шланговым нивелиром с установкой цилиндров на кружальных ребрах. Погрешности измерений в горизонтальной и вертикальной плоскостях не должны превышать ± 10 мм. Положение опалубки

проверяется систематически сменным надзором и выборочно маркшейдером не реже чем через 3—4 цикла подвигания опалубки.

Контрольные измерения при возведении постоянной крепи ниже первого звена производят так же, как и при возведении крепи первого звена. Разбивку врубов под опорные венцы и проверку установки опалубки выполняют от высотных реперов, закладываемых в стенках вышележащего венца.

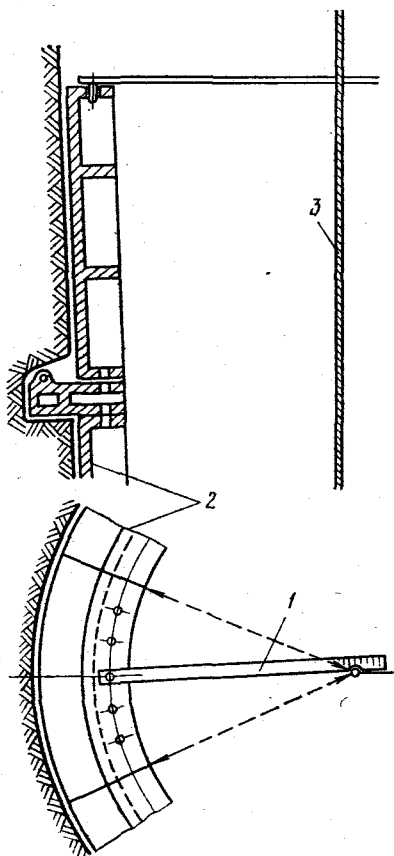


РИС. 250. Проверка правильности установки тубинга

Стенки ствола бетонируют только после того, как опалубка проверена и надежно закреплена. Через каждые 4—5 м производят измерения от центрального отвеса до стенок ствола. Наиболее тщательно должны быть проверены те места, где по проекту подъемные сосуды ближе всего подходят к стенкам ствола.

При креплении ствола тубингами особо важное значение приобретает точность установки основных (опорных) венцов. При этом должны соблюдаться следующие условия: плоскость кольца должна быть горизонтальна, венец должен быть расположен на предусмотренном проектом расстоянии от вышележащего основного венца, центр кольца должен совпадать с осью центрального отвеса. Негоризонтальность установки тубингов опорного венца может вызвать значительные отклонения от вертикали укладываемых от него тубингов последующих колец. Так, при предельном отклонении замыкающих колец от их вертикального положения,

равном 1 см, при высоте звена 30 м и диаметре сечения ствола 6 м разность отметок противоположных точек периметра опорного венца не должна превышать 2 мм.

При установке основного венца весьма важно соблюдать проектную высоту звена с тем, чтобы при укладке замыкающее кольцо точно подошло к верхнему основному звену.

При установке металлической тубинговой крепи применяют рейку-шаблон 1 (рис. 250), с помощью которой определяется расстояние от тубингового кольца 2 до осевого отвеса 3.

Первое тубинговое кольцо и кольца опорных башмаков при креплении железобетонными тубингами должны устанавливаться с соблюдением следующих требований:

а) расстояния от центра ствола до внутренних граней тубингов должны соответствовать проекту с точностью ± 20 мм;

б) тубинговое кольцо должно быть ориентировано по отношению к осям ствола в соответствии с чертежом привязки тубингового кольца к расстрелам с точностью ± 30 мм;

в) горизонтальные грани тубингового кольца по всему периметру должны находиться на одинаковой отметке, отклонение диаметральных точек периметра не должно превышать ± 10 мм.

Следует строго следить за тем, чтобы вертикальные стыки тубингов на кольцах располагались по отвесной линии. Для этого могут быть использованы осевые проходческие отвесы.

Для определения глубины пройденной части ствола в постоянной крепи стенок ствола закладывают реперы (надежнее их закладывать в опорных башмаках крепи). Места для закладки реперов по периметру сечения выбирают так, чтобы был обеспечен к ним доступ для измерений. В качестве реперов могут быть использованы скобы, закрепляющие осевые проходческие отвесы. У каждого репера должна быть прибита алюминиевая пластинка с номером. Высотные отметки реперов определяют путем передачи отметок стальной рулеткой от верхнего яруса реперов на нижний.

При значительной глубине ствола во избежание накоплений погрешностей от последовательной передачи высотных отметок определяют высотные отметки контрольных реперов непосредственно от репера, заложенного у устья ствола на поверхности. Для этого используют длиномер ДА-2 или длинную стальную ленту. Контрольные реперы служат исходными при рассечке околоствольного двора и при других ответственных разбивках.

Для определения глубины пройденного ствола и объема вынутой породы используют маркшейдерские измерения, производимые от реперов. Всего производят три-четыре промера глубины до точек забоя, симметрично расположенных по периметру сечения. За окончательное подвигание забоя принимают среднее арифметическое значение из произведенных измерений с точностью до 0,1 м.

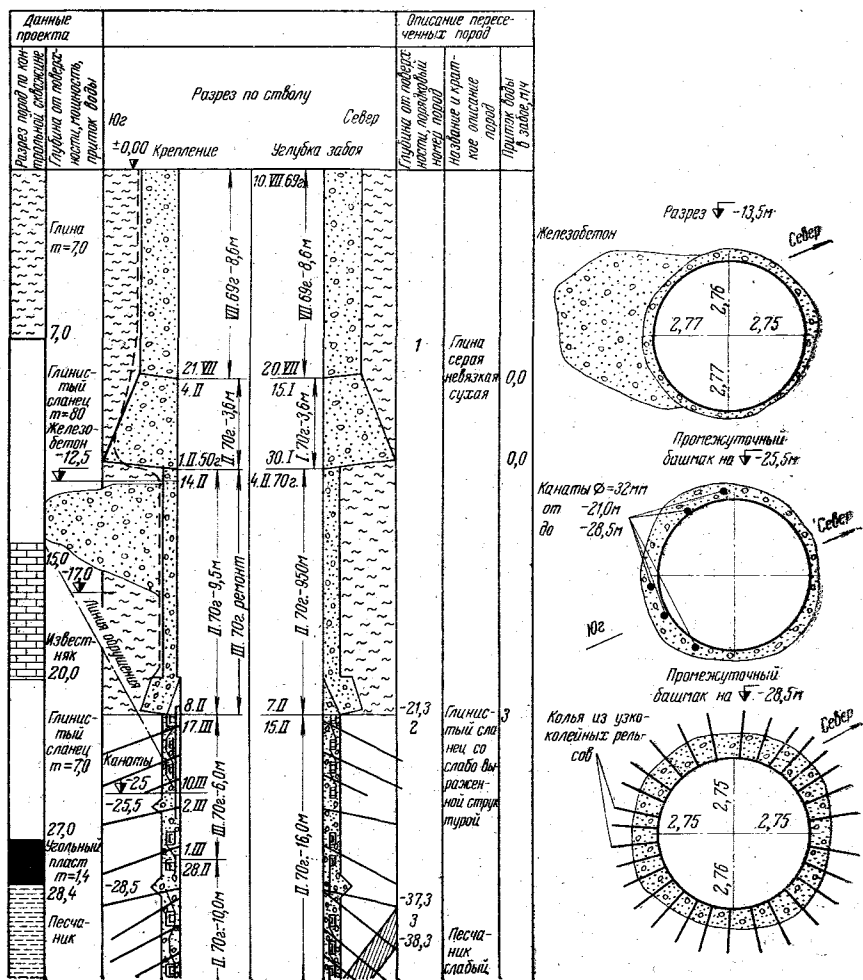
В процессе крепления ствола измеряют фактическую толщину стенок постоянной крепи, места вывалов пород и способ их забутки, трещины и другие проявления деформации крепи.

§ 168. МАРКШЕЙДЕРСКАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ ПРИ ПРОХОДКЕ И КРЕПЛЕНИИ СТВОЛА

Результаты маркшейдерской съемки и измерений при проходке ствола заносят в «Журнал проходки ствола», который регулярно пополняет маркшейдер шахты.

На первой странице журнала вычерчивают проектное сечение в масштабе 1 : 50 с указанием основных размеров

ствола, расположения армировки и постоянных подъемных сосудов, линии вертикального разреза, по которой ведут журнал, условные обозначения горных пород и материалов крепи ствола.



Первые две графы на левом развороте листа заполняют сразу на всю глубину ствола по данным контрольной скважины или другим геологическим материалам. Во второй графе левой страницы журнала вычерчивают подробный вертикальный разрез по стволу. В третьей части левой страницы журнала записывают необходимые пояснения к разрезу и приводят описание пересеченных горных пород. В этой же части журнала записывают элементы залегания пересеченных пород, а также сведения о притоке воды.

Правый разворот листа отводится для эскизов и примечаний к разрезу. Каждый эскиз должен иметь указания о глубине его сечения и надлежащим образом ориентирован.

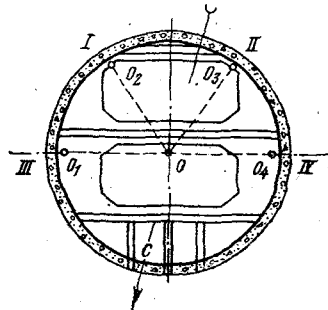
Данные о горных породах, встречающихся при проходке ствола, получают в результате геологической съемки, которую производят до установки временной крепи. Углы простирания и падения плоскостей напластования горных пород определяют непосредственным их измерением горным компасом или путем графических построений. При наличии смещений определяют элементы залегания сместителя (глубину, мощность, углы простирания и падения) и производят необходимые зарисовки.

Приток воды при проходке ствола обычно определяют измерением уровня воды, пользуясь специально устанавливаемой для этой цели рейкой. Зная площадь поперечного сечения заполняемой водой выработки и высоту заполнения, по разности отсчетов по рейке определяют объем заполнения за определенный промежуток времени. Приток воды может быть определен также по фактической производительности и времени работы насоса, используемого для откачки.

§ 169. ПРОФИЛИРОВАНИЕ СТЕНОК ВЕРТИКАЛЬНОГО СТВОЛА ШАХТЫ

После завершения работ по проходке ствола с целью проверки соблюдения минимальных зазоров между крепью и наиболее выступающими частями подъемных сосудов, а также выявления возможных искривлений стенок ствола производят контрольное профилирование крепи. Для профилирования в ствол опускают отвесы и через определенные интервалы по глубине производят измерения расстояний от них до стенок ствола. Число и расположение отвесов выбирают в зависимости от сечения ствола и расположения в нем подъемного сосуда, используемого в процессе производства измерений. Если в стволе имеется подвесной полук, то при любом расположении отвесов измерения выполняются без особых затруднений. Если же для производства измерений используется бадня, необходимо иметь центральный отвес и ряд отвесов — указателей у стенки ствола. Направляющие отвесы должны быть опущены в местах минимальных зазоров между постоянными подъемными сосудами и стенками ствола.

Опустив отвесы и проверив, не касаются ли они стенок ствола или проходческого оборудования, маркшейдер с помощью скоб (см. рис. 248) должен ограничить качания их нижних концов, а на поверхности произвести инструментальную съемку или привязку отвесов к осям ствола.



Геологический разрез Высота +193,5 м	Глубина от поверхности	Профили по стенкам ствола			
		I	II	III	IV
Грунт	0	0	+10	+10	0
	5	+38 мм	0	+10	+20
Глина	10	+10	+10	0	+10
	15	-10	0	+20	+10
	20	+10	0	+20	0
	25	+20	-10	+10	0
Песок	30	+10	0	0	0
	35	+10	0	+10	-10
Плыбун	40	0	0	+20	0
Глинистый сланец	45	0	+10	+20	0
Песчаник	50	+20	+10	+20	0
Сланец Уголь	55	+20	0	0	0
	60	+20	-20	+30	-10
Песчаник	65	0	0	0	-10
	70	-10	-20	+20	-40

РИС. 252. Профиль стенок вертикального ствола.

Профилирование стенок ствола производят через интервалы, соответствующие шагу армирования. Горизонты измерений в натуре могут быть определены с помощью длинмера ДА-2 или закреплением на тросе центрального отвеса при его спуске через необходимые интервалы зажимов-клемм, на которых стоят номера ярусов измерений. При этом измерения ведут на уровне каждой

клеммы. Если измерения производятся из бадьи, то горизонты измерений могут фиксироваться оборотами барабана подъемной машины при остановках его против заранее поставленной метки. Горизонт измерения должен фиксироваться с точностью $\pm 0,1$ м.

Расстояния между центральным отвесом и стенками ствола удобнее всего измерять с помощью легкой рейки с нанесенными на ней сантиметровыми делениями. При промере один конец рейки упирают в стенку ствола, а другой конец подводят к центральному отвесу и производят отсчет с точностью до 1 см. В целях предотвращения прикладывания конца рейки к случайным неровностям стенки ствола к рейке прикрепляют поперечную планку длиной 15—20 см.

Профилирование стенок ствола при тубинговой крепи выполняется по всему стволу с интервалами, равными шагу армировки. Число и расположение отвесов должны обеспечивать возможность определения положения крепи по осям ствола и в местах закрепления концов расстрелов.

Бригада для профилирования обычно состоит из трех человек: маркшейдера, производящего измерения, его помощника, записывающего результаты измерений, и рабочего, удерживающего бадью в нужном положении.

При организации работ по профилированию никакие другие работы в стволе, на нулевой площадке и в копре не должны производиться. Спуск и подъем бадьи в стволе осуществляются только по распоряжению и сигналам маркшейдера. На поверхности должен быть установлен надзор за безопасным ведением работ и неизменностью положения отвесов.

По результатам измерений при профилировании вычисляют величины отклонений фактических расстояний от проектных и по этим данным составляют вертикальный профиль стенки ствола (рис. 252). Обычно вертикальный масштаб профиля принимают равным 1 : 100—1 : 200, а горизонтальный 1 : 10—1 : 20.

Если возведение крепи при проходке ствола проверялось и результаты проверки зафиксированы в журнале проходки сменным надзором через один-два технологических цикла (т. е. через интервал, равный шагу опалубки или высоте двух тубинговых колец) и маркшейдером через 6—8 м, то профилирование стенок ствола могут быть составлены по измерениям, выполненным маркшейдером при оперативном контроле проходки.

§ 170. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ АРМИРОВАНИИ СТВОЛА ШАХТЫ

Под армированием ствола шахты понимают работы по установке в нем расстрелов, проводников, опор лестничных отделений и трубопроводов.

При строительстве шахт армирование стволов производится как после полной их проходки по последовательной, параллельной и совмещенной схемам, так и одновременно с проходкой стволов.

При установке расстрелов должны быть обеспечены следующие требования: 1) расстрелы данного яруса должны быть установлены в плане в строгом соответствии с размерами, предусмотренными проектом; 2) все одноименные расстрелы должны лежать в одной вертикальной плоскости; 3) они должны быть установлены горизонтально на заданном в проекте расстоянии между ярусами.

Маркшейдерские работы при армировании ствола состоят в обозначении в натуре мест установки расстрелов и навески проводников и контроле правильности их установки.

Геометрической основой при армировании ствола являются армировочные отвесы. Оптимальное их число определяется в зависимости от технологической схемы армирования, расположения элементов армировки и размещения подвесного и монтажного оборудования в стволе.

До производства армирования ствола составляется проект производства маркшейдерских работ: составляются проект расположения и закрепления армировочных отвесов с указанием расстояний между ними и до контролируемых элементов армировки, эскизы конструкций шаблонов; определяются точность их изготовления, проект установки контрольного яруса расстрелов, способ подвески армировочных отвесов на контрольном ярусе.

Взаимное расположение отвесов в каждом конкретном случае выбирают с таким расчетом, чтобы можно было обеспечить соответствующую точность установки всех элементов яруса армировки.

В зависимости от принятой схемы армирования ствола отвесы располагают вблизи лежек при последовательной схеме или смещают вдоль расстрела так, чтобы не затруднять навеску проводников при совмещенной схеме. Все отвесы располагают на одинаковых расстояниях в 50—100 мм от проектного положения полки расстрела.

При определении числа армировочных отвесов и выборе места их расположения рекомендуется исходить из следующего:

- а) отвесы должны быть опущены с учетом расположения подвесного и монтажного оборудования;
- б) отвесы должны быть расположены вблизи лежек или около соединения расстрелов;
- в) центральный несущий расстрел устанавливается по двум отвесам;
- г) группа вспомогательных расстрелов может быть установлена от одного отвеса;
- д) расстрелы, параллельные центральному несущему, устанавливаются по одному отвесу и шаблону;
- е) установку расстрелов, расстояние между которыми более 2 м, производят по двум отвесам каждый;
- ж) если группа расстрелов, расположенная перпендикулярно к центральному, включает четыре и более расстрела, то отвесы

располагают по два у крайних расстрелов, остальные устанавливаются по шаблону.

По принятой схеме расположения отвесов определяются число и конструкции шаблонов.

Перед началом армировочных работ элементы армировки каждого яруса должны быть тщательно проверены на контрольном стенде, который имитирует ярус армировки на специальном бетонном основании возле ствола.

Расстрелы первого контрольного яруса в плане устанавливают от отвесов, опущенных с проволок, натянутых по осям ствола, между осевыми скобами, закрепленными в шейке ствола. Положение осей на осевых скобах, закрепленных в устье ствола, должно быть предварительно проверено при помощи теодолита с грунтовыми осевыми пунктами, с которых производилась их выноска на скобы.

Правильность укладки расстрелов первого яруса в плане контролируют измерениями от отвесов до расстрелов. Правильность укладки расстрелов по высоте контролируют сперва накладным уровнем, а затем при помощи нивелира и рейки от репера, заложенного у устья ствола. Уложенные расстрелы расклинивают и повторно проверяют. Только после этого лунки заливают бетоном. После схватывания бетона вновь контролируют положение расстрелов и составляют соответствующий акт.

Смещение осей расстрелов контрольного яруса в горизонтальной плоскости не допускается более чем на ± 3 мм, разность отметок концов расстрелов не должна превышать 5 мм, отклонение поперечных осей расстрелов от горизонтального положения не должно быть более чем на $\pm 20'$.

Для дальнейшего армирования в ствол должны быть опущены отвесы в соответствии с их положением, обусловленным проектом. Точки подвеса армировочных отвесов закрепляют на расстрелах контрольного яруса с помощью кронштейнов (рис. 253, а) или приваренных металлических пластин (рис. 253, б).

После закрепления точек подвеса следует определить координаты армировочных отвесов и измерить расстояния между ними. По результатам этих измерений положение армировочных отвесов наносят на проект армирования и указывают действительные размеры от отвесов до элементов армировки и расстояния между отвесами. Отклонения расстояний, измеренных в натуре, от проектных не должны превышать ± 2 мм.

Отвесы опускают на всю глубину ствола и внизу закрепляют кронштейнами (ограничителями), прикрепленными к балке, специально для этого заделанной в стволе. Определение неотклоненного положения отвеса на горизонте околоствольного двора должно производиться с точностью ± 5 мм.

После закрепления нижних концов отвесов для контроля измеряют расстояние между ними, а с маркшейдерских точек, закрепленных в околоствольном дворе, производят их съемку полярным

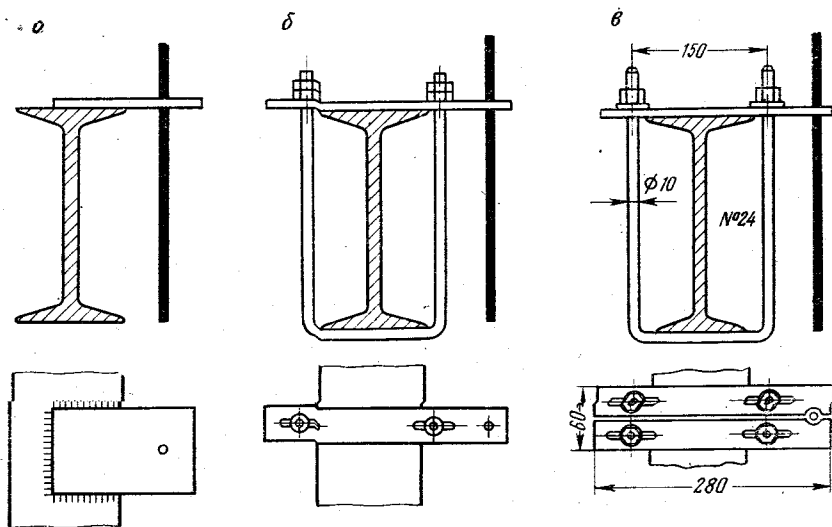


РИС. 253. Закрепление на контурном ярусе точек подвеса отвесов

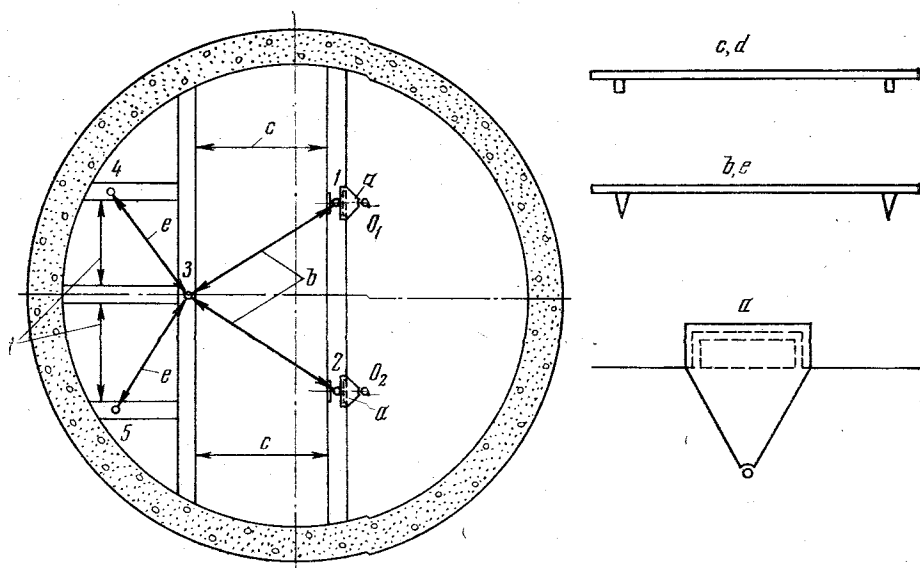


РИС. 254. Установка расстрелов с помощью отвесов и шаблонов

способом, что в дальнейшем дает возможность судить о неизменности их положения при повторной съемке.

При скорости воздушной струи на сопряжениях ствола с околоствольными выработками от 1 до 5 м/с рекомендуется применять для отвесов проволоку или трос диаметром 2,0—2,5 мм с концевой нагрузкой 200—250 кг.

В процессе армирования, чтобы уменьшить вибрацию отвесов, точки их подвеса через 30—100 м переносят вниз с помощью кронштейнов (рис. 253, в).

После закрепления ограничителей измеряются расстояния между всеми отвесами на горизонте установки ограничителей колебаний. Измеренные расстояния не должны отличаться от соответствующих расстояний между отвесами на контрольном ярусе более чем на ± 5 мм.

Расстрелы всех последующих ярусов устанавливаются с помощью отвесов и шаблонов. По отвесам выверяют положение основного, наиболее длинного расстрела, используя для этого шаблон *a* (рис. 254). Установку остальных расстрелов на данном ярусе обычно осуществляют с помощью шаблонов *b*, *c*, *d* и *e* по кернам, нанесенным на верхней полке расстрела. Горизонтальность установки расстрелов в ярусе контролируют накладным или водяным уровнем. Расстояние между ярусами расстрелов по высоте контролируют шаблонами, показанными на рис. 255.

При армировании стволов прямоугольного сечения расстрелы укладывают так же, как и при армировании стволов круглого сечения.

Оперативный маркшейдерский контроль армирования ствола выполняется не реже чем через три-четыре яруса расстрелов.

Контроль за правильностью установленных в стволе расстрелов сводится к проверке расстояний между ярусами расстрелов по вертикали, горизонтальности каждого расстрела в ярусе, положения расстрелов относительно осей ствола, положения вырезов (лежек) на расстрелах для установки проводников и мест соединения с другими расстрелами.

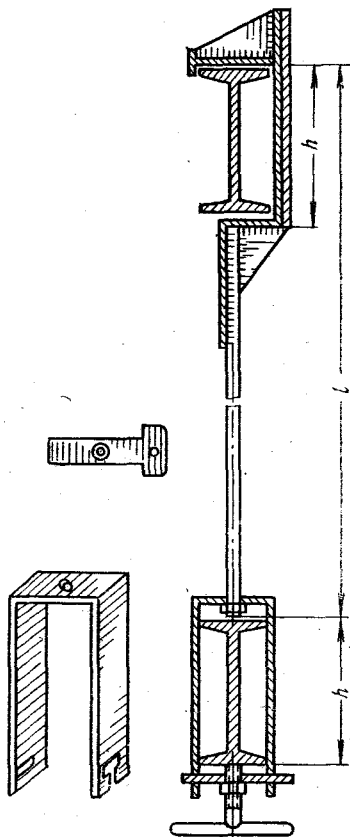


РИС. 255. Шаблон для контроля шага армирования

Отклонение фактических расстояний между ярусами расстрелов от проектных не должно превышать ± 15 мм при металлических проводниках и ± 50 мм — при деревянных.

Превышение между концами расстрела не должно быть более $1/200$ длины расстрела. Отклонения положения расстрелов относительно армировочных отвесов на горизонте установки и на контрольном ярусе не должны отличаться более чем на ± 5 мм для металлической армировки и ± 10 мм — для деревянной.

После установки расстрелов в стволе приступают к навеске проводников. При металлической армировке ствола, когда к расстрелам заранее приварены лежки, проводники навешивают без участия маркшейдера. При деревянной и смешанной армировке навеска проводников контролируется с помощью отвесов и шаблонов.

По окончании армирования ствола маркшейдер производит профилирование расстрелов и проводников.

§ 171. ПРОФИЛИРОВАНИЕ ПРОВОДНИКОВ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ ШАХТ

Окончательный контроль армирования ствола выполняется после завершения работ по установке расстрелов и навеске проводников. Этот контроль осуществляется путем профильной съемки каждого проводника в двух взаимно перпендикулярных направлениях, параллельных осям ствола. Профилирование проводников может осуществляться тремя способами: геометрическим, оптическим и автоматическим.

Геометрическое профилирование проводников выполняется от отвесов, опущенных на всю глубину ствола вдоль каждого проводника. Подвеску, закрепление и успокоение профилировочных отвесов производят так же, как и армировочных.

При профилировании отвесы располагают таким образом, чтобы можно было проверить вертикальность лицевой и боковой граней проводника. Нижние концы отвесов должны быть закреплены и через 200 м установлены ограничители колебаний. При диаметре проволоки 2 мм масса груза должна быть 200 кг.

Порядок работы следующий. Измеряют расстояния от отвеса до боковой грани a , от отвеса до расстрела b , от отвеса до лицевой грани проводника c и расстояние d между лицевыми (боковыми) гранями двух проводников одного и того же подъемного сосуда (рис. 256). Расстояния между проводниками контролируют шаблоном. Все измерения производят на горизонте каждого яруса расстрелов. По данным профилирования составляют профили лицевой и боковой граней каждого проводника.

Оптическое профилирование проводников может производиться с помощью проектиров направлений ПН-1м и теодолитов. Методика выполнения профилирования проводников с помощью ПН-1м описана во втором издании настоящего учебника.

Более производительным и безопасным является профилирование с помощью теодолитов. В комплект оборудования входят: два теодолита, две подставки к ним, сигнальная рама, ручная лебедка, аппаратура разговорной связи.

Теодолиты приспособлены для визирования сверху вниз. Для этого к зрительной трубе 3 теодолита ТГ-5 (рис. 257) прикре-

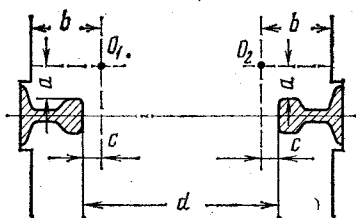


РИС. 256. Измерения при профилировании расстрелов и проводников от отвесов

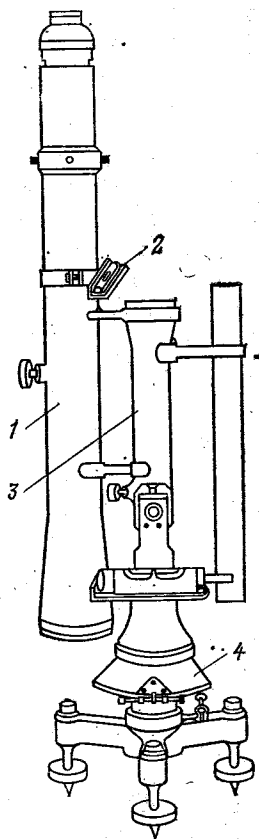


РИС. 257. Теодолит для профильной съемки проводников

пляется труба 1 нивелира с большим увеличением (не менее $40\times$) так, чтобы их визирные оси лежали в одной коллимационной плоскости. К этой трубе прикрепляется цилиндрический уровень 2 с ценой деления $20''$. Для возможности визирования вниз с отклонением от вертикали в интервале 15° большая часть горизонтального круга 4 теодолита вырезается.

Изготовленный прибор должен удовлетворять следующим геометрическим условиям:

а) геометрическая ось трубы нивелира должна располагаться в коллимационной плоскости зрительной трубы теодолита;

б) ось цилиндрического уровня теодолита должна быть перпендикулярна к вертикальной оси вращения;

в) при установленном по уровням теодолите и горизонтальном положении трубы нивелира одна нить сетки нитей должна быть вертикальна;

г) визирная ось трубы нивелира должна быть перпендикулярна к горизонтальной оси вращения;

д) ось цилиндрического уровня на трубе нивелира должна лежать в одной плоскости с горизонтальной осью вращения теодолита;

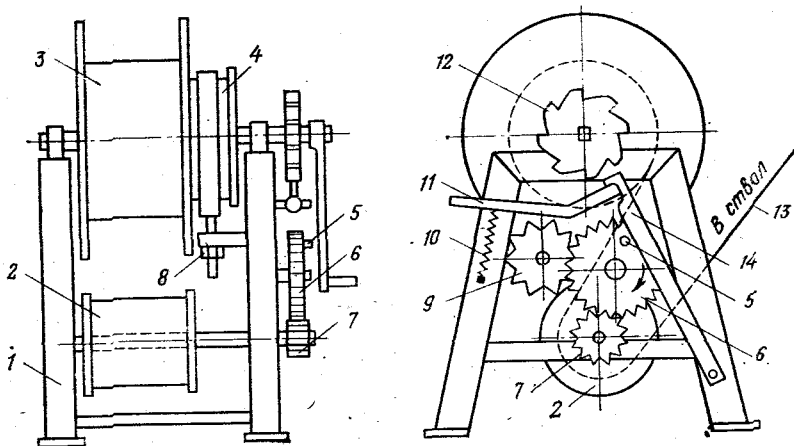


РИС. 258. Ручная лебедка

е) ось цилиндрического уровня, прикрепленного к трубе нивелира, должна быть параллельна горизонтальной оси вращения трубы теодолита;

ж) ось цилиндрического уровня на трубе нивелира должна быть перпендикулярна к визирной оси этой трубы.

Для перемещения сигнальной рамы используется ручная лебедка (рис. 258), которая дает возможность автоматически устанавливать раму последовательно на уровне ярусов расстрелов. К барабану 3 лебедки прикреплен храповик 12 с тормозным диском 4. Под барабаном расположен съемный мерный диск 2 с насаженной на одну с ним осью малой шестерней 7. На подставке 1 смонтированы большая шестерня 6 с упором 5, предохранительная планка 14, защелка 11 с пружиной 10 и счетчик ярусов армировки 9. С внутренней стороны подставки расположено винтовое притормаживающее устройство 8.

При размотке трос 13, огибая мерный диск, вращает его. Когда упор 5 дойдет до предохранительной планки 14, сработает защелка 11 и подвешенная на тросе-сигнальная рама с отсчетными шкалами остановится на очередном ярусе расстрелов.

Для контроля на первых 130 м троса лебедки нанесены метки 8 (рис. 259) с интервалом, соответствующим шагу армирования. При расположении сигнальной рамы на ярусе расстрелов одна из меток троса должна быть на уровне яруса, расположенного у клетки.

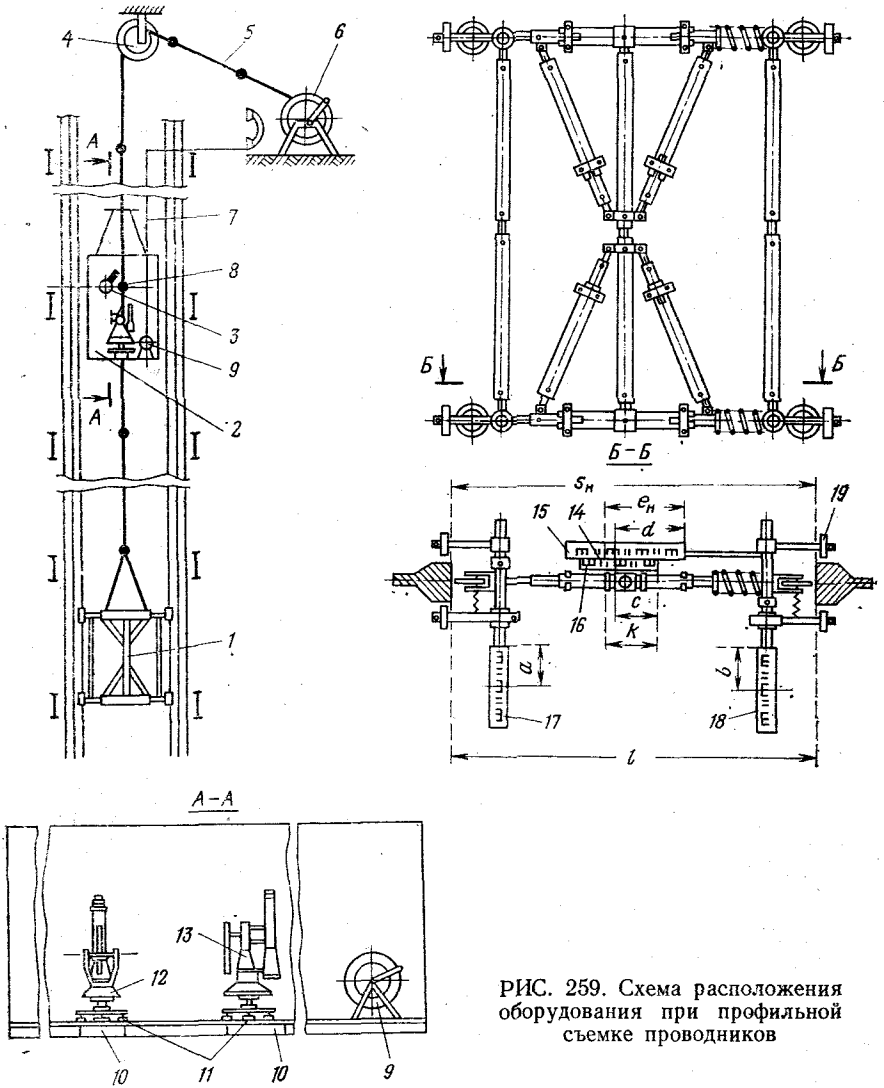


РИС. 259. Схема расположения оборудования при профильной съемке проводников

Сигнальная рама служит для перемещения вдоль проводника отсчетных шкал. Изготовлена она из дюралевых трубок диаметром 18—25 мм и представляет собой телескопическую систему, несущую четыре прозрачных рейки, подсвечиваемых снизу. Пере-

мещается она вдоль проводника посредством направляющих роликов 19.

Теодолиты устанавливаются на специальных подставках 11, закрепленных на дне клетки, в котором предварительно под теодолитами вырезаются отверстия 10 размерами 10×20 см.

Аппаратура разговорной связи состоит из специальной полевой телефонной лебедки 9 с намотанным на ней прочным тонким двужильным проводом, к концам которого присоединены слуховые телефонные трубки и элемент «крона». Чтобы была связь при вращении барабана лебедки, на ее оси сделаны бегущие контакты.

П о л е в ы е р а б о т ы. На нулевой площадке в надшахтном здании надежно закрепляют ручную лебедку 6. В сопряжении копра с надшахтным зданием подвешивают отклоняющий блок 4, через который пропускают трос 5. В клетке 2 устанавливают на подставках 11 теодолиты 12 и 13 и телефонную лебедку 9. При переподъеме клетки и закрытых лядях к тросу подвешивают сигнальную раму 1, заводят ее направляющие ролики 19 на головки проводников и включают подсветку отсчетных шкал. Тщательно измеряют расстояние s_n между головками проводников на уровне отсчетных шкал сигнальной рамы и берут соответствующий этому расстоянию отсчет e_n по индексу 14.

Открыв ляды, сигнальную раму на тросе опускают на 30—40 м вниз. В клетке, прижатой к расстрелам жакком 3, приводят теодолиты в рабочее положение, ориентируя их коллимационные плоскости перпендикулярно к отсчетным шкалам. У теодолитов производят поверку перпендикулярности оси уровня на трубе нивелира к ее визирной оси. После этого приступают к профилировке проводников: сигнальную раму поднимают на уровень нулевого яруса, устанавливают в исходное положение счетчик ярусов армировки и механизм автоматической остановки ручной лебедки 6. Проверив уровни на теодолитах, визируют теодолитом 12 последовательно на отсчетные шкалы 15 и 16, а теодолитом 13 на шкалы 17 и 18 и берут по сетке нитей отсчеты a, b, c, d . Одновременно берут отсчет e по указателю ширины колеи 14. Перекалывают горизонтальные оси в лагерах колонок теодолитов, вновь приводят соответствующими подъемными винтами пузырьки уровней на середину и повторяют отсчеты.

Разматывая трос ручной лебедки, опускают сигнальную раму по стволу до автоматической остановки ее на следующем ярусе и снова берут отсчеты по отсчетным шкалам при одном (втором) положении зрительных труб. Когда сигнальная рама опустится на 20—30 ярусов, делают последнюю остановку на первой станции инструментов и берут отсчеты по шкалам при двух положениях зрительных труб. Этот ярус является связующим между первой и второй станциями приборов. Снимают жак и при неподвижном тросе 5 опускают клетку по стволу, разматывая телефонный провод 7. Остановив клетку за три яруса расстрелов до сигнальной рамы, прижимают ее жакком к расстрелам, приводят инструменты

в рабочее положение и производят измерения. На связующих ярусах отсчеты по шкалам сигнальной рамы берут при двух положениях зрительной трубы нивелира, а на промежуточных — при одном.

На выполнении полевых работ занято семь человек: два человека находятся на нулевой площадке и обслуживают ручную лебедку и телефонную связь; пять человек в клетки — двое у теодолитов, один записывает в полевой журнал, один на телефоне и контроле правильности остановки сигнальной рамы по меткам на тросе и один слесарь по стволу — на сигнализации к машинисту подъема.

Камеральная обработка. В полевом журнале выводятся средние значения отсчетов a_{cp} , b_{cp} , c_{cp} , d_{cp} на связующих ярусах из двух положений зрительной трубы и среднее значение отсчета e_{cp} из двух смежных станций инструментов. Средние значения отсчетов в лобовом направлении дополнительно уравнивают по ширине колеи. Из рис. 259 следует

$$f = k + d_{cp} - c_{cp} - e_{cp},$$

где f — невязка; k — постоянная сигнальной рамы.

Уравненные значения лобовых отсчетов d_0 и c_0 определяются из выражений

$$d_0 = d_{cp} - \frac{f}{2}, \quad c_0 = c_{cp} + \frac{f}{2}.$$

Дальнейшая обработка результатов измерений производится аналогично по всем четырем шкалам. В отсчеты при втором положении зрительной трубы вводят поправку за остаточную неперпендикулярность коллимационной плоскости инструментов и по исправленным отсчетам вычисляют последовательно отклонения пролетов проводников от вертикали между смежными ярусами армировки:

$$\Delta l_i = l_i - l_{i-1},$$

где i — номер яруса армировки.

Общие отклонения проводника ΔL от вертикали определяются из выражения

$$\Delta L_i = \Delta L_{i-1} + \Delta l_i.$$

Для контроля те же отклонения на связующих ярусах дополнительно находят по формуле

$$\Delta L_k = \sum_0^k l_{II} - \sum_0^k l_{III},$$

где k — номер связующего яруса; l_{II} и l_{III} — отсчеты на заднем и переднем связующих ярусах станции приборов.

Ширина колеи на ярусах армировки

$$s_i = s_H - e_H + e_i,$$

где e_i — отсчет по указателю ширины колеи на i -м ярусе армировки.

По значениям общих отклонений ΔL строят профили проводников в боковом и лобовом направлениях. Сопоставляя фактические величины отклонений с нормативными, дают оценку состояния проводников и намечают необходимые исправления.

Автоматическое профилирование проводников вертикальных стволов шахт измерительной станцией СИ-1(4). Эта станция дает возможность с достаточной степенью точности автоматически

измерять углы отклонения проводника от вертикали в двух взаимно перпендикулярных плоскостях (лобовой и боковой) и фиксировать их непрерывно на фотопленке шириной 24 мм. Кроме того, прибор автоматически регистрирует изменение расстояния между проводниками и записывает их на парафинированной бумажной ленте.

Вся аппаратура станции СИ-1 размещена в автомашине СКП-4,5, оборудованной подъемной лебедкой, и фургоне-прицепе, где расположены фотолаборатория, светокопировальный стол и интегратор для обработки фотограмм.

Приборы станции СИ-1 (рис. 260) монтируются на каретках, имеющих базовые ролики, ролики захвата и места для ус-

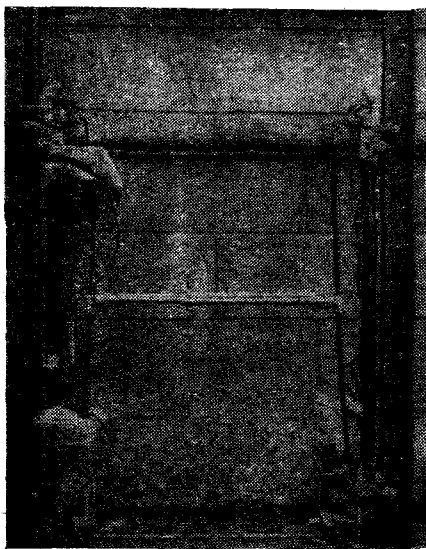


РИС. 260. Станция СИ-1

тановки и закрепления приборов. На каретках укреплено также устройство для фиксации положения расстрелов. Запись элементов профилировки осуществляется при спуске и подъеме прибора, чем обеспечивается контроль измерений.

В качестве чувствительного элемента в приборе используется астатический маятник компенсатора Эртеля (рис. 261), представляющий собой тонкую стальную пластину, нижний конец которой жестко закреплен к основанию, а верхний несет прямоугольную призму. В каждом датчике углов отклонений проводников размещено по два астатических маятника, установленных под углом 90° друг к другу. Маятники помещены в металлическом корпусе, заполненном демпфирующей жидкостью.

Использование двух маятников, расположенных под углом 90° , позволяет при наличии автоколлимационной схемы прибора получить запись углов отклонения проводника от вертикали одно-

временно в двух взаимно перпендикулярных плоскостях на одну фото пленку.

Кинематическая схема датчика углов отклонения проводников представлена на рис. 262. Луч от источника света через конденсор и диафрагму попадает на линзу, нижняя часть которой имеет алюминированное покрытие (зеркало). Часть лучей отражается от этого зеркала и попадает на фото пленку в точку O . Остальная

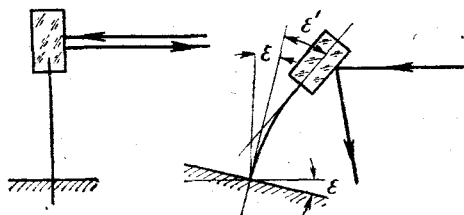


РИС. 261. Астатический маятник

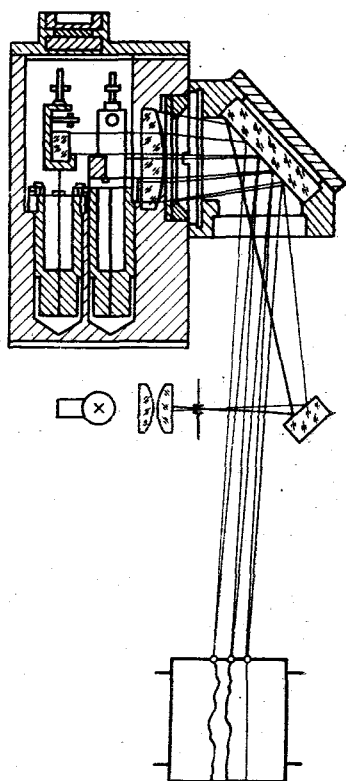


РИС. 262. Принципиальная схема работы датчика

часть лучей проходит линзу, попадает на призмы астатических маятников и, отразившись от них, идет на фото пленку. Таким образом, на фото пленке будет зафиксировано три точки: постоянная точка O — от зеркала линзы (дающая базовую линию на фото пленке) и точки O_1 и O_2 , отраженные призмами маятников. Если основание маятников будет при перемещении прибора по вертикальному проводнику оставаться все время горизонтальным, то следы всех трех точек O , O_1 и O_2 дадут на фото пленке при ее протяжке три параллельные линии. Если же основание датчика наклонится на некоторый угол φ , соответствующий наклону проводника, то отраженные от призм лучи изменят свое направле-

ние и смещают точки O_1 и O_2 с их первоначальных положений. На фотопленке получится запись кривых, соответствующих изменениям углов отклонения проводников от вертикали в двух взаимно перпендикулярных плоскостях.

База каретки между центрами ведущих роликов равна 1719 мм. Она выбрана с таким расчетом, чтобы, обеспечивая необходимую точность измерения угла, дать простой переход от угловых величин к линейным. Выбранная база b обеспечивает следующее соотношение между измеряемыми углами φ и расстоянием a от базовой линии O на пленке до кривых O_1 и O_2 :

$$a = \frac{b\varphi}{\rho'} = \frac{1719 \cdot 2}{3438} = 1 \text{ мм,}$$

т. е. 1 мм — расстояния от базовой линии до кривой соответствует углу отклонения участка проводника (длиной 1719 мм), равному $2'$.

Для камеральной обработки фотограмм применяется палетка, выполненная на пленке и имеющая продольную миллиметровую сетку и поперечную сетку, соответствующую величине базы каретки. Укладывая фотограмму на светостол, на нее накладывают палетку, совмещая ее осевую линию с базовой линией фото-

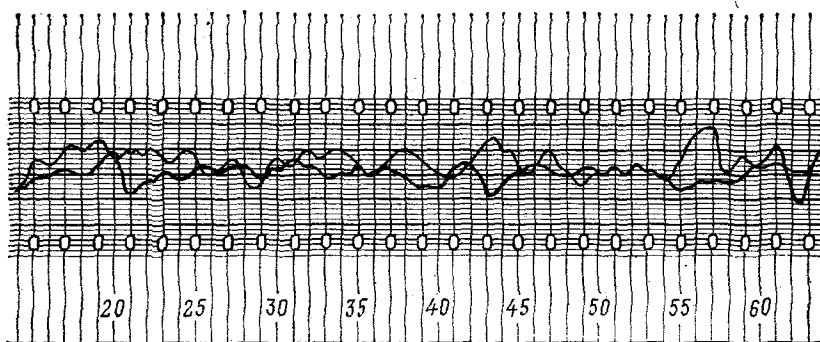


РИС. 263. Демпфирование пленки с фотограммой с помощью палетки

граммы (рис. 263). По продольным миллиметровым делениям палетки берут отсчет в местах пересечения кривой с поперечными делениями, следя за совмещением осевой и базовой линий. Отсчеты берут до десятых долей миллиметра.

Для построения профилей по кривым углов отклонений (фотограммам) пользуются интегратором дискретного действия.

Средняя погрешность измерения углов отклонения проводников от вертикали $\pm 40''$, средняя погрешность измерения расстояний между проводниками $\pm 0,5$ мм, средняя погрешность определения отклонений проводников на смежных ярусах $\pm 1,5$ мм.

Отклонения проводников, определяемые по результатам профилирования, не должны превышать:

а) по ширине колеи ± 5 —8 мм для металлических и ± 10 мм для деревянных проводников;

б) относительное отклонение проводников на смежных ярусах 10 мм для металлических и 20 мм для деревянных проводников;

в) одного проводника относительно другого в плоскости проекции, параллельной расстрелам, 10 мм для металлических и 20 мм для деревянных проводников.

Общее отклонение всей системы армировки от проектного (вертикального) положения не должно превышать 1 : 20 000 глубины ствола.

Следует выбирать такой способ профилирования, который в данных условиях обеспечивал бы точность определения расстояния между соответственными проводниками ± 1 —2 мм и отклонение проводника от вертикали на каждом ярусе с погрешностью, не превышающей ± 2 —3 мм.

§ 172. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КООРДИНАТ ЦЕНТРА И НАПРАВЛЕНИЯ ОСЕЙ СТВОЛА ПРИ ЕГО РЕКОНСТРУКЦИИ И УГЛУБКЕ. ВОССТАНОВЛЕНИЕ ОСЕЙ СТВОЛА В НАТУРЕ

При реконструкции и углубке стволов действующих шахт приходится заново определять координаты центра и направление осей ствола. Это связано с тем, что фактическое положение центра ствола и осей может изменяться в связи с деформацией как самого ствола, так и его армировки.

При восстановлении или реконструкции шейки ствола, копра, шкивов и подъемной машины координаты центра ствола определяют по результатам съемки характерных точек устья в ненарушенной его части, направление осей — по положению нескольких ярусов главных несущих расстрелов, а координаты центра подъема — по результатам съемки направляющих. При углубке центр ствола и направление осей определяют по элементам нижней части ствола. Координаты центра ствола на требуемом горизонте могут быть определены непосредственным или косвенным способом. В первом случае находят в натуре центр ствола, затем примыканием к нему от подходов точек определяют плоские координаты. Во втором случае не отыскивают центр в натуре, а производят съемку характерных точек сечения ствола в свету, после чего определяют искомые координаты центра графически или аналитически.

Непосредственное определение центра ствола круглого сечения осуществляется следующим образом. На окружности ствола закрепляют точки *A*, *B* и *C* (рис. 264) таким образом, чтобы расстояния *AB* и *AC* были равны между собой. Между точками *B* и *C* натягивают проволоку, на которой отмечают среднюю точку *D*. Между точками *A* и *D* натягивают вторую проволоку и закрепляют в точке *E*. Разделив

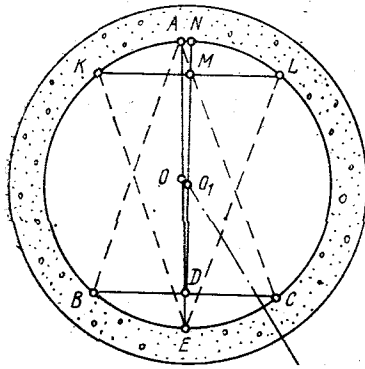


РИС. 264. Непосредственное определение центра ствола посредством трех отвесов

отрезок AE (который является диаметром ствола) пополам, находят центр ствола O .

Для контроля повторяют подобные построения с точками E, K, L и находят новый центр O_1 . Если разность между двумя определениями центра ствола не превысит 2 см, можно считать определение удовлетворительным.

При прямоугольном сечении ствола непосредственное определение центра ствола осуществляется натягиванием по диагоналям шпуров, пересечение которых дает положение искомого центра. Процентрировав отвес над найденной точкой центра, соответствующими измерениями

от пунктов опорной сети определяют координаты центра ствола.

Для определения координат центра ствола круглого сечения косвенным способом опускают три отвеса A, B и C , располагая их возможно ближе к стенкам ствола (рис. 265). После закрепления отвесов определяют их плоские координаты. Горизонтальные расстояния от отвесов до стенок ствола измеряют по стволу отвесов l_1, l_2, l_3 и получают три точки (1, 2, 3), расположенные на контуре сечения ствола, пользуясь которыми определяют координаты центра ствола графически по хордам или аналитически. Для этого

РИС. 265. Определение координат центра ствола посредством трех отвесов

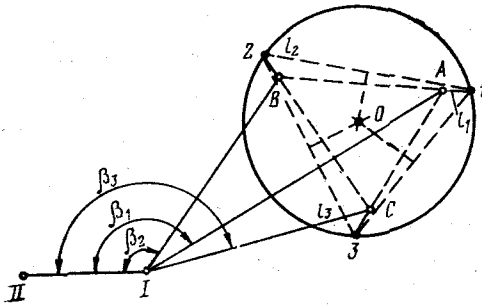
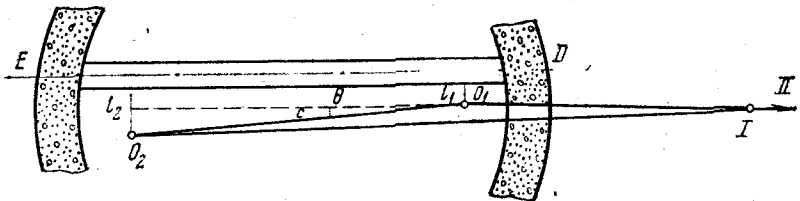


РИС. 266. Определение дирекционного угла фактической оси вертикального ствола шахты по оси основного расстрела



по координатам отвесов и измеренным расстояниям l_1, l_2, l_3 определяют координаты точек 1, 2, 3, расположенных по окружности, $x_1, y_1, x_2, y_2, x_3, y_3$. Искомые координаты центра ствола x_0, y_0 могут быть определены из решения трех уравнений окружности или графически по плану крупного масштаба.

Координаты центра ствола, определяемые по его сечению дважды, не должны различаться более чем на ± 20 мм.

Дирекционный угол оси ствола можно определить по основному расстрелу, который закладывают по оси ствола или параллельно ей. Вдоль нескольких ярусов расстрелов вешают два отвеса O_1 и O_2 (рис. 266). Отвесы располагают возможно ближе к основному расстрелу, но так, чтобы они не касались расстрелов. На основном горизонте примыканием определяют координаты отвесов x_1, y_1, x_2, y_2 и измеряют расстояние между ними c .

На каждом ярусе, вдоль которого висят отвесы, измеряют расстояния l_1 и l_2 от отвесов до оси расстрелов по перпендикуляру. Дирекционный угол расстрела определяют по формулам:

$$\alpha = (DE) = (O_1O_2) + \theta;$$

$$\operatorname{tg}(O_1O_2) = \frac{y_2 - y_1}{x_2 - x_1};$$

$$\sin \theta = \frac{l_2 - l_1}{c}.$$

Расстояния l_1 и l_2 определяют как среднее из ряда измерений на разных горизонтах (ярусах) расстрелов.

Зная координаты центра ствола x_0, y_0 и дирекционный угол оси ствола α , можно в натуре восстановить ось ствола. Для этого вокруг ствола прокладывают замкнутый теодолитный ход с минимальным числом сторон (рис. 267) и определяются координаты вершин полигона $x_I, y_I; x_{II}, y_{II}; x_{III}, y_{III}$. Координаты точек A, B, C, D пересечения сторон полигона с осями ствола могут быть вычислены из совместного решения уравнений двух прямых. Так, для точки A составляются уравнение прямой $I-A$ и оси ствола OA :

$$\operatorname{tg}(I-A) = \frac{y_A - y_I}{x_A - x_I};$$

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{y_A - y_0}{x_A - x_0}.$$

По координатам вершин полигонного хода и точек A, B, C, D из обратной геодезической задачи вычисляют длину сторон l_1, l_2, l_3, l_4 , по которым в натуре определяется положение искомого

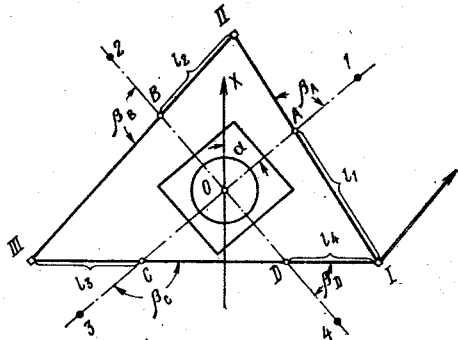


РИС. 267. Восстановление в натуре осей ствола шахты

точек A, B, C, D , расположенных на осях ствола. Чтобы определить направление осей, необходимо по разности дирекционных углов осей ствола и сторон полигонного хода вычислить углы направлений $\beta_A, \beta_B, \beta_C, \beta_D$. Отложив эти углы в натуре теодолитом по направлению визирных лучей, закрепляют осевые пункты 1, 2, 3, 4.

§ 173. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ УГЛУБКЕ ВЕРТИКАЛЬНОГО СТВОЛА ШАХТЫ

Углубка вертикального ствола может вестись сверху вниз или снизу вверх.

При углубке ствола сверху вниз работы маркшейдера аналогичны работам при проходке ствола новой шахты. Некоторые особенности имеются в способах восстановления и закрепления центра и основных осей ствола в углубляемой части. В связи с этим следует рассмотреть три характерных случая.

В первом случае углубка ведется под полком, сооруженным ниже горизонта почвы горных выработок существующего окоlostвольного двора. В этом случае, определив положение центра и направление осей ствола по его нижней части, примыкающей к сопряжению ствола с окоlostвольным двором, закрепляют направление осей ствола скобами на стенках. Опустив с этих скоб осевые отвесы ниже уровня будущего полка, по ним устанавливают нижний ярус осевых скоб. Между скобами натягивают проволоки, точка пересечения которых определяет центр ствола.

Во втором случае углубка ведется через углубочный ходок, пройденный в углубочном отделении ствола (рис. 268). В восстающий опускают два отвеса O_1 и O_2 и примыканием к ним на рабочем горизонте с точек, которыми пользовались для определения координат центра ствола, определяют их координаты. Под целиком производят разбивку центра и осей. Теодолит устанавливают в точке T , выбранной так, чтобы создать выгодную форму соединительного треугольника. При визировании на отвесы отмечают на продолжении линий TO_1 и TO_2 точки a и b на стенках ствола. В результате вычисления соединительного треугольника получают координаты точки T и дирекционные углы (TO_2) и (TO_1) , соответственно равные (Ta) и (Tb) . По координатам точек ζ и T решением обратной задачи вычисляют дирекционный угол $(T\zeta)$, длину $T\zeta$ и углы $aT\zeta$ и $bT\zeta$. Выноской угла $aT\zeta$ и длины $T\zeta$ находят положение центра ствола в натуре. Для контроля выносят центр ствола от направления bT откладыванием угла $bT\zeta$ и длины $T\zeta$.

Зная дирекционный угол $(T\zeta)$ и дирекционный угол оси ствола, по их разности определяют угол направления оси β , который откладывают теодолитом, установленным в точке центра ствола ζ от направления $T\zeta$. Ось закрепляют скобами в стенках камеры.

Углубка ствола снизу вверх может производиться: 1) предварительно малым сечением с последующим расширением сверху вниз до полного сечения ствола; 2) полным сечением с установкой временной или постоянной крепи (этот способ углубки возможен только после предварительного вскрытия нового горизонта какой-либо горной выработкой — стволом, слепой шахтой или уклоном).

При решении рассматриваемой задачи в нижней части существующего ствола определяют координаты его центра и дирекционный угол оси от точек подземной полигонометрии. От этих же точек прокладывают полигонный ход к выработке, вскрывающей новый горизонт, и от нее по выработкам нового горизонта — полигонометрия к камере, рассеченной под стволом. От точек полигонометрии выносятся центр ствола и его оси. Центр ствола надежно закрепляют в почве выработки, а оси ствола — в стенках или кровле.

Проверка соблюдения поперечного сечения и вертикальности ствола осуществляется при проходке снизу вверх с помощью проходческих отвесов. Размещение этих отвесов зависит как от формы сечения ствола, так и от размещения породного и других отделений в стволе.

Перенесение центра и осей ствола в углубочную камеру производится дважды. Расхождение между результатами не должно превышать в положении центра 2 см, в направлении оси $\pm 5'$.

§ 174. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОХОДКЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ ШАХТ СПОСОБОМ ЗАМОРАЖИВАНИЯ

При этом способе в водоносных породах вокруг запроектированного ствола бурят скважины, в которые опускают колонны замораживающих (обсадных) труб. При циркуляции рассола по трубам порода, окружающая скважину, постепенно охлаждается и вокруг нее нарастает ледогрунтовый цилиндр. Ледогрунтовые цилиндры смежных скважин смыкаются, образуя временную ледогрунтовую стену, которая защищает ствол от проникновения воды и плывунов во время выполнения проходческих работ.

Сплошная ледогрунтовая стена образуется в том случае, если скважины будут пробурены в заданном направлении. Чтобы предотвратить возможные аварии, необходимо определить пространственное положение каждой замораживающей скважины. В зависимости от условий ледопородное ограждение создают на всем протяжении ствола или на отдельном его участке.

В зависимости от геологических и гидрогеологических условий расположение замораживающих скважин вокруг ствола может быть однорядным и двухрядным.

На основании проектных данных (радиуса R и расстояния между устьями скважин) производится разбивка их в натуре теодолитом и рулеткой относительно центра и осей ствола по

центральному углу β . Положение каждой скважины относительно осей ствола должно быть определено с погрешностью не более ± 5 см.

Бурению замораживающих скважин предшествует бурение скважин под кондукторы, которые необходимы для закрепления верхних неустойчивых пород, склонных к обрушению, и задания направления скважине при забурировании ее. Так как длина кондуктора равна 20 м, его вертикальность проверяют лот-аппаратом, теодолитом, проектиром направления ПН-1 или отвесами.

Заданное направление скважин в процессе бурения проверяется специальными измерительными приборами, которыми определяются вертикальные углы, составленные осью скважины с заданным направлением, — зенитные углы и углы, составляемые направлением отклонения с меридианом, — азимутные углы.

При бурении неглубоких скважин съемка их может производиться упрощенными способами (с помощью лот-аппарата, проектира направления ПН-1м, теодолита). При бурении глубоких скважин съемка их осуществляется инклинометрическими станциями «Шахтер», И567Ф, И447Д, инклинометром Мартинсена, изготовляемым фирмой «Наутик» (ФРГ). Все перечисленные способы были описаны в первом и во втором изданиях учебника.

В настоящее время для съемки замораживающих скважин применяется инклинометрическая станция ВД-2, разработанная во ВНИМИ в 1972 г. на базе инклинометра И447Д. Съемка ведется по обсадной или буровой колонне труб с внутренним диаметром 96—127 мм, глубиной до 1000 м и с максимальным отклонением от вертикали до $3,5^\circ$.

Основным измерительным прибором станции является инклинометр с гироскопическим стабилизатором направления и двумя маятниками для измерения отклонения оси скважин от вертикали в двух взаимно перпендикулярных плоскостях. Инклинометр представляет собой полый цилиндр длиной 2910 мм, диаметром 85 мм с центрирующими роликами. Внутри этого цилиндра помещен второй цилиндр с измерительной аппаратурой: гиросазимут, маятниками и электронным блоком.

Гидроазимут состоит из двух гиросмоторов процессирующих относительно горизонтальной оси. Компенсация внешнего момента, возникающего при движении инклинометра по скважине, производится при помощи датчика угла прецессии, исполнительного двигателя и усилителя.

Блок измерителей зенитного угла состоит из двух одинаковых по устройству плоских маятников (рис. 270), расположенных в двух взаимно перпендикулярных плоскостях. Каждый измеритель состоит из плоского маятника 4, заключенного в металлический герметически закрытый цилиндр 3, заполненный вязкой силикатной жидкостью. На маятнике укреплена рамка 5 индукционного датчика РДУ-5. Его магнитопровод с катушкой воз-

буждения 6 закреплен в корпусе цилиндра. Цилиндр маятника может качаться в подшипниках 8 относительно корпуса измерительной части 2, а маятник качается в подшипниках 9 относительно корпуса цилиндра. Оси вращения маятника и цилиндра параллельны.

При вертикальном положении инклинометра, когда зенитный угол равен нулю, вертикальные оси маятника и цилиндра совпадают. Это положение является нулевым для измерительной системы.

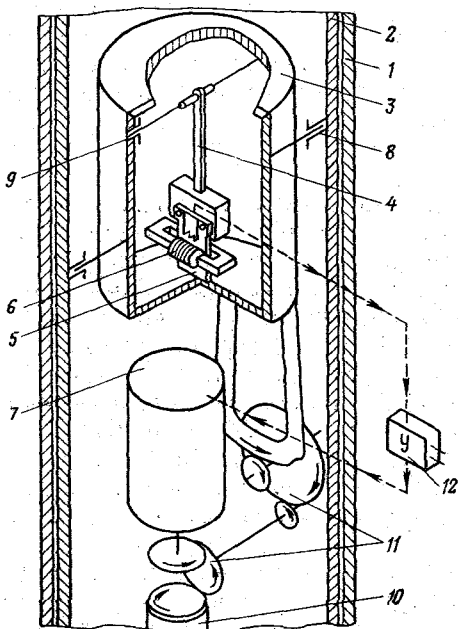


РИС. 270. Блок измерителей зенитного угла

Если продольная ось инклинометра отклонена от вертикали на некоторый угол, то вертикальные оси цилиндров измерителей зенитного угла также отклоняются (в плоскости качания маятников) на угол, равный составляющей зенитного угла, а маятник сохранит свое вертикальное положение. На выходе датчика угла РДУ-5 появится сигнал рассогласования, пропорциональный составляющей зенитного угла. Этот сигнал усиливается полупроводниковым усилителем 12 и поступает на управляющую обмотку исполнительного двигателя 7, который через редуктор 11 поворачивает цилиндр маятника 3 до ликвидации угла рассогласования. Одновременно исполнительный двигатель через тот же редуктор

поворачивает датчик дистанционной передачи 10 на угол, пропорциональный составляющей зенитного угла. Углы рассогласования датчиками дистанционной передачи передаются на поверхность к регистратору, откуда через планограф производится запись на планшете из миллиметровой бумаги плана оси скважины.

Перед съемкой скважины инклинометр центрируется над устьем скважины на специальном штативе и производится первая ориентировка с помощью ориентирной насадки, которая надевается на внешний корпус 1 инклинометра. Выбрав на местности хорошо видный ориентир не ближе 30 м от скважины, определяют дирекционный угол линии «скважина — ориентир» с точностью 10', на него наклоняют нижнюю часть инклинометра и на планшете производят первую запись H_1K_1 (рис. 271). Поставив ин-

клинометр в вертикальное положение и освободив от ориентирной насадки и хомута с растяжками, опускают его в скважину. Перо планиграфа переводят на центр планшета, и начинают съемку скважины при спуске. На вычерчиваемой инклинограмме каран-

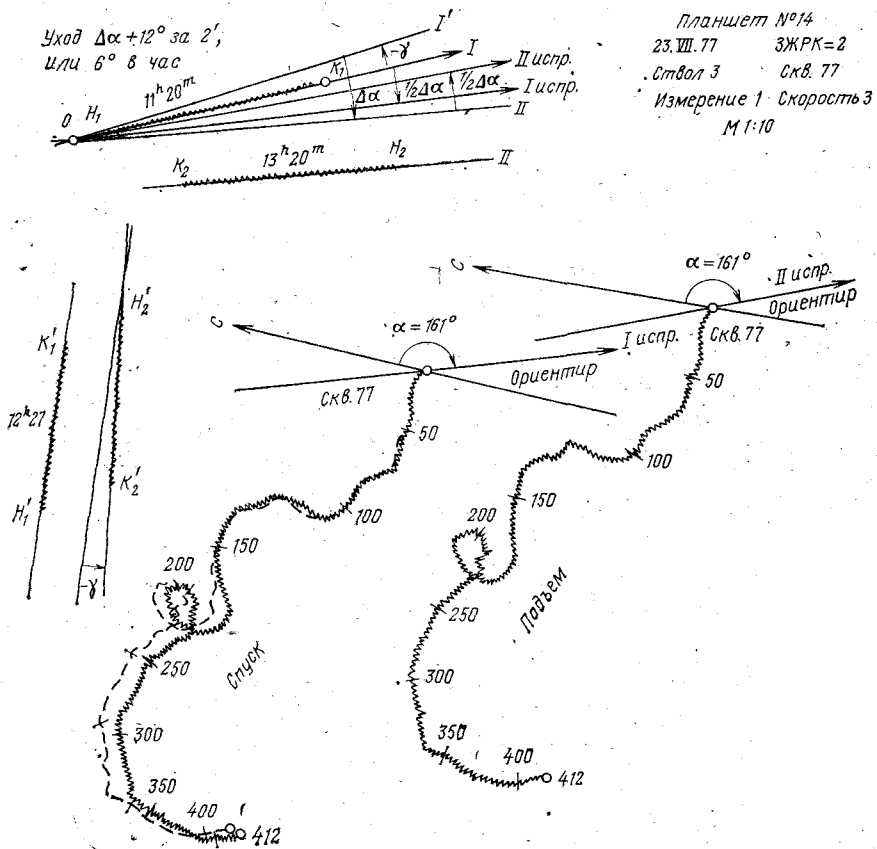
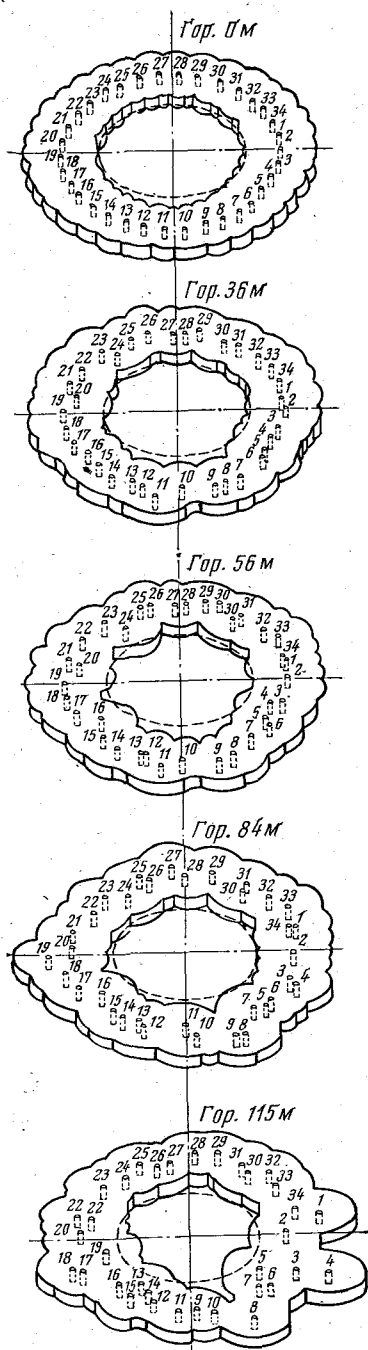


РИС. 271. Планшет с записью инклинограмм

дашом отмечают поперечными штрихами интервалы глубины и подписывают их числовые значения.

При достижении инклинометром забоя скважины производится запись ориентировки наклона оси скважины $K_1^1H_1^1$ на планшете ниже линии ориентирования. Затем разворачивают гироазимут на 180° и вновь фиксируют на планшете наклон оси инклинометра $H_2^1K_2^1$. Около линии записывается время разворота. Перо планиграфа переставляют в новую точку забоя скважины и начинают подъем инклинометра. После выхода инклинометра на поверхность производят повторное ориентирование с помощью

РИС. 272. Положение ледогрунтового цилиндра на различных горизонтах



ориентирной насадки и линию ориентировки K_2N_2 записывают на планшете рядом с первоначальной.

Линию K_2N_2 смещают параллельно до совпадения начальных точек N_1 и K_2 в точке O . Эти направления образуют угол $IOII$. Аналогично поступают с линиями K_1N_1 и K_2N_2 наклона оси инклинометра в забое скважины для графического определения величины и знака угловой поправки γ . Введение этой поправки производится следующим образом: в точке O от линии N_1K_1 откладывают угол γ с соответствующим знаком, что означает первое ориентирование OI' , исправленное на угол γ . Угол $I'OII$ соответствует уходу гироазимута $\Delta\alpha$ за период съемки скважины. Учитывая, что уход гироазимута пропорционален времени, сближают направления первой и второй ориентировок на $0,5\Delta\alpha$. Для этого от линии OI и OII откладывают $0,5\Delta\alpha$ и получают соответственно первое $OI_{испр}$ и второе $OII_{испр}$ исправленные ориентирные направления. Затем первое исправленное ориентирное направление переносят параллельно в начальную точку инклинограммы, полученной при спуске, а второе — в начальную точку инклинограммы, полученной при подъеме.

Совместив исправленные ориентирные направления в точках устья скважины, получают два положения инклинограммы, по которым определяется среднее. Средние значения горизонтальных проекций всех скважин наносят на совмещенный план, используя выбранный ориентир.

По результатам съемки замораживающих скважин через 20—50 м по глубине строят погоризонтные планы в масштабе 1 : 50 (рис. 272).

§ 175. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОХОДКЕ ВЕРТИКАЛЬНОГО СТВОЛА ШАХТЫ СПОСОБОМ БУРЕНИЯ

Основным преимуществом проходки ствола способом бурения является комплексная механизация всех работ как при проходке, так и при креплении. При этом способе проходки маркшейдеру помимо рассмотренных ранее задач (вынос центра ствола, разбивка и закрепление осей ствола, установка копра, проходка устья ствола и возведение постоянной крепи в нем и т. д.) приходится решать и ряд других задач.

Установка буровых агрегатов — копра-вышки с подкронблочной площадкой, буровой лебедки, раздвижных платформ ротора. Проверка установки копра-вышки и буровой лебедки производится способами, описанными выше. При установке раздвижных платформ должны быть соблюдены следующие требования:

а) рельсовые пути под раздвижные платформы должны быть строго параллельны одной из осей ствола и горизонтальны;

б) продольная ось несущих платформ и их стык должны совпадать с осями ствола;

в) копер-вышка буровой должен быть строго вертикален, а плоскость ротора — горизонтальна;

г) центры кронблока и талевого блока должны находиться на вертикальной оси ствола;

д) площадка кронблока должна быть горизонтальна и ориентирована по центру ствола;

е) центр проходного отверстия ротора должен совпадать с центром ствола.

Проверка выполнения этих условий производится тщательными измерениями от осей ствола и нивелированием рельсовых путей.

После установки раздвижных платформ производится установка ротора. При этом центр проходного отверстия во вкладышах ротора должен совпадать с центром устья ствола, а ось вала роторной звездочки — с осью ствола. Установка производится с помощью теодолита от осей ствола перемещением самого ротора.

Измерение кривизны ствола. При проходке ствола способом бурения его вертикальная ось не занимает отвесного положения, а в той или иной мере искривлена. Измерение искривления оси ствола может быть произведено несколькими способами в зависимости от наличия той или иной измерительной аппаратуры, конструкции буровой установки и глубины ствола.

Оптический способ. При проходке неглубоких стволов для определения фактического положения вертикальной оси ствола может быть применен проектор направления ПН-1м. Для этого на время измерений буровой снаряд на ставе труб, перекрытых снизу заглушкой, опускают на заданный горизонт. Трубы с буровым снарядом удерживаются с помощью элеватора на роторе. В ставе труб на тросике опускают специальный фонарь с аккумуляторной батареей, лампочка которого совпадает с центром сече-

ния трубы. Глубину установки лампочки определяют по измерениям поддерживающего тросика, на котором имеются метровые метки.

На верхний срез става труб накладывают круглую площадку с вырезом, центр которого совпадает с центром трубы. В вырез заводят трубу проектира направления, который подъемными винтами устанавливается в пазы, сделанные в верхней поверхности площадки для точного центрирования. По уровню визирную ось трубы приводят в вертикальное положение. Совместив таким образом визирную ось проектира направления с центром верхнего среза буровых труб, определяют положение центра окуляра трубы по отношению к осям ствола непосредственными измерениями a и b от проволоки, натянутых между метками на обвязочных балках, вынесенными теодолитом с осевых пунктов (рис. 273). Результаты измерений записывают на схеме привязки.

Разворачивая проектир направления вокруг вертикальной оси, совмещают светящуюся точку фонаря внизу става труб с окулярной шкалой сетки нитей и по ней определяют число делений n от центра сетки нитей до светящейся точки. Для контроля отсчет повторяют при повороте окулярной шкалы на 180° . По визирной трубе проектира направления устанавливают на штативе шкалу и по ней берут отсчет. Описанные выше измерения производят четыре раза при повороте бурового снаряда на 90° .

Для контроля цикл замыкается и измерения при первоначальном положении става буровых труб повторяются. Следует помнить, что фактически смещение сигнала направлено в сторону, противоположную видимому в поле зрения трубы проектира направления. Поэтому при определениях нужно обязательно составлять эскиз поля зрения с изображением светящейся точки.

Из всех произведенных измерений берут средние значения. Установив на средний отсчет жало шкалы, производят привязку его двумя линейными измерениями: к центру окуляра трубы проектира направления d и к ближайшему осевому пункту l . Зная цену деления окулярной шкалы проектира направления e , число делений шкалы n и глубину расположения лампы фонаря H , можно вычислить линейную величину отклонения центра сечения ствола на определяемом горизонте от центра верхнего среза става буровых труб по формуле

$$s = neH.$$

По полученным данным строят горизонтальную проекцию центра ствола определяемого сечения. Для этого на плане крупного масштаба (1 : 10) — (1 : 20) проводят оси ствола и по размеру L наносят положение репера R , от которого производилась привязка жала шкалы, установленной на штативе. От осей ствола по размерам a и b определяют положение центра окуляра проектира направления O . Линейной засечкой из точек O и R по размерам d и l определяют положение жала шкалы A . В точке O к линии OA

восстанавливают перпендикуляр. В соответствии с эскизом расположения сигнала, отложив вычисленную величину линейного отклонения s_i , получают положение центра ствола O_i на определяемом горизонте.

Произведя описанные измерения на ряде горизонтов, строят по ним горизонтальную проекцию вертикальной оси ствола.

Геометрический способ, разработанный во ВНИМИ в 1971 г., основан на определении угла отклонения троса, натянутого внутри буровой колонны между ее устьем и забоем. Натяжение троса

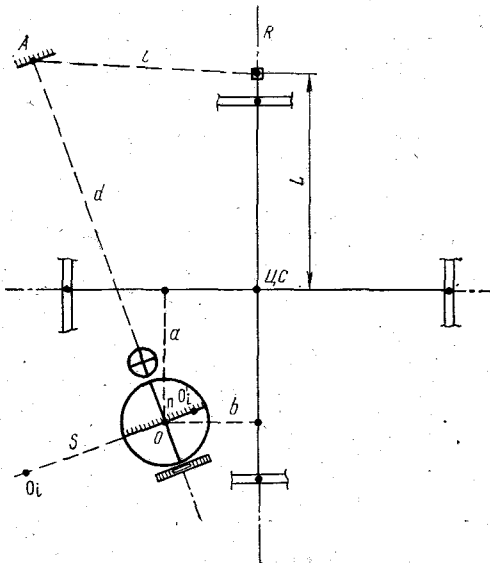


РИС. 273. Схема привязки проектира направления и жала шкалы

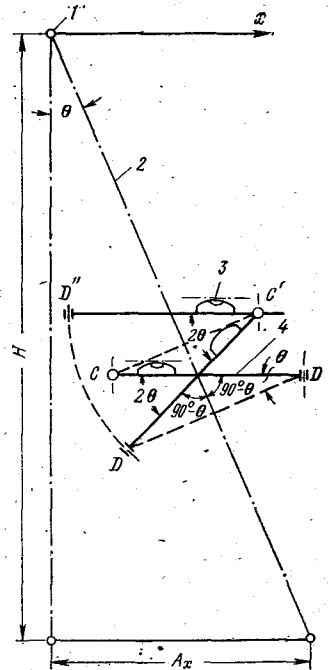


РИС. 274. Принцип работы проекциометра

осуществляется с помощью концевой груза, отклонение его от вертикали определяется микрометрическим уровнем, закрепленным на тросе. Для измерения длины троса используется мерный ролик. Принцип работы прибора показан на рис. 274. Для определения горизонтальной проекции A_x троса 2 на него вблизи верхней точки I закреплен микрометрический уровень. Его подвижная штанга 4 расположена в плоскости x и по уровню 3 приведена в горизонтальное положение CD . Отсчет по шкалам микрометрического винта равен a_0 . Поворотным устройством, расположенным в точке I , закручивается трос до тех пор, пока штанга CD не развернется на 180° и не займет положение $C'D'$. При этом штанга микрометрического уровня наклонится на угол 2θ . Действуя микрометрическим винтом, выводят пузырек уровня на середину, что будет соответствовать положению $C'D''$ штанги и

отсчету a_{180} по шкалам микрометрического винта. Дуга $D'D''$ описанная радиусом CD , равным базе микрометрического уровня b , в угловой мере равна 2θ , а в линейной — разности Δa_x отсчетов по шкалам микрометрического винта a_0 и a_{180} . Следовательно,

$$\Delta a_x = \frac{2\theta b}{\rho},$$

или

$$\theta = \frac{\Delta a_x \rho}{2b}.$$

В то же время

$$\theta = \frac{A_x}{H} \rho,$$

где A_x — горизонтальная проекция троса на ось x ; H — расстояние между верхней точкой закрепления и грузом.

Отсюда

$$A_x = \frac{H \Delta a_x}{2b}.$$

Выполнив аналогичные измерения в плоскости y , получим

$$A_y = \frac{H \Delta a_y}{2b}.$$

Величина A и направление α_A горизонтального проложения троса могут быть найдены графически или аналитически по формулам:

$$A = \sqrt{A_x^2 + A_y^2}; \quad \alpha_A = \text{Arc tg } \frac{A_y}{A_x}.$$

В комплект проекциометра входят: тренога с поворотным устройством и мерным роликом, трос на лебедке, центрирующийся груз, микрометрический уровень, барашковый зажим.

Тренога проекциометра устанавливается на торце буровой трубы (рис. 275) и специальными захватами прижимается к трубе тросами затяжки. На головке треноги установлен мерный ролик, предназначенный для измерения длины троса, и поворотное устройство, необходимое для вращения троса на 180° вокруг его оси.

Микрометрический уровень (рис. 276) является датчиком отклонения троса от вертикали. Он закрепляется на тросе зажимами 7 и 13, пузырек уровня 10 приводится на середину микрометрическим винтом 3. Отсчеты по продольной шкале 5 берутся против торца барабанчика, а по поперечной шкале 4 — против продольного штриха. Один оборот барабанчика (шаг винта) соответствует 0,5 мм.

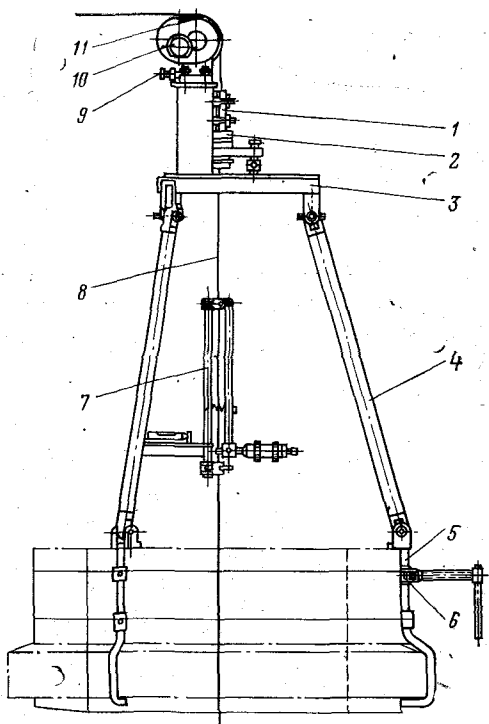
Центрирующий груз (рис. 277) представляет собой два роликовых центрировочных блока 1, распираемых пружиной 2. Масса груза может изменяться за счет внутренней штанги 3 и дополнительного груза 4.

Измерения и их обработку следует вести в условной системе координат, в которой за оси абсцисс и ординат приняты оси ствола.

Контроль вертикальности бурения рекомендуется производить при очередном наращивании буровой колонны, когда имеется свободный доступ к ее торцу. При измерениях микрометрический уровень ориентируют поворотным устройством сначала по оси x , а затем по оси y таким образом, чтобы цилиндрический уровень был

РИС. 275. Тренога проекцио-метра:

1 — барашковый зажим; 2 — поворотное устройство; 3, 4, 5 — соответственно оголовок, нога и захват треноги; 6 — тросовая затяжка; 7 — микрометрический уровень; 8 — трос; 9 — регулировочный винт; 10 — счетчик; 11 — мерный ролик



обращен в сторону положительного направления этих осей. Приведя пузырек уровня на середину, берут отсчеты до сотых долей миллиметра. Затем цикл повторяется при развороте микрометрического уровня на 180° , т. е. когда цилиндрический уровень будет направлен в сторону отрицательного направления координатных осей.

Координаты центра (мм) бурового снаряда на контролируемом горизонте определяются из выражений:

$$A_x = 2H (a_{180} - a_0);$$

$$A_y = 2H (a_{270} - a_{90}),$$

где $a_0, a_{90}, a_{180}, a_{270}$ — отсчеты по шкалам микрометрического винта при ориентировании цилиндрического уровня по направлениям координатных осей ($+x, +y, -x, -y$); H — расстояние по вертикали от верхней точки крепления троса на треноге до отвеса на контролируемом горизонте.

В процессе измерений ведут полевой контроль по разности сумм соответствующих отсчетов

$$\Delta = (a_0 + a_{180}) - (a_{90} + a_{270}).$$

Эта разность (мм) не должна превышать величины $\Delta \leq \frac{35}{H}$.

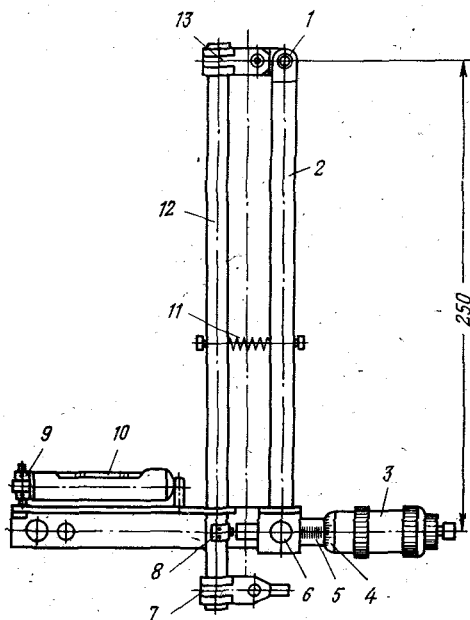


РИС. 276. Микрометрический уровень проекциометра ПМ-5:

1 — горизонтальная ось вращения подвижной штанги; 2 — подвижная штанга; 3 — микрометрический винт; 4, 5 — поперечная и продольная шкалы; 6 — зажимный винт; 7 — нижний зажим; 8 — шариковый подпятник; 9 — юстировочные винты; 10 — цилиндрический уровень; 11 — пружина; 12 — вертикальная стойка; 13 — верхний зажим

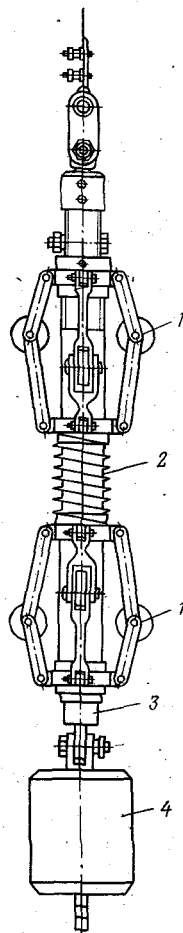


РИС. 277. Центрирующий груз

На каждом контролируемом горизонте производится четыре приема измерений при различных положениях бурового снаряда. Приемы измерений выполняются при развороте ротором бурового снаряда на 90° , т. е. при $0, 90, 180$ и 270° относительно начального положения.

Звуколокационный способ. Звуколокационные приборы (см. § 59) используются для съемки технических скважин и шахтных стволов в период их бурения, когда выработки заполнены

промывочным раствором, при поднятом буровом агрегате. Они дают возможность получить вертикальные профили стенок по заданным направлениям и горизонтальные сечения, записанные самописцем на диаграммной ленте и диаграммном бланке.

Работы по съемке скважины (ствола) выполняются в следующем порядке: канавка блока, на котором подвешивается скважинный снаряд, совмещается с центром ствола и на блок подвешивается на каротажном кабеле снаряд. Затем производится рекогносцировочная съемка горизонтальных сечений через 50—100 м. По этим сечениям определяются величина и направление наибольшего отклонения ствола от вертикали. Съемка профилей выполняется обязательно по направлению этих экстремальных отклонений. По результатам профилирования выбираются горизонты для съемки дополнительных горизонтальных сечений, которые должны быть получены в зонах крупных каверн и прочих аномалий, отраженных на профилях.

§ 176. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОХОДКЕ НАКЛОННОГО СТВОЛА

При проходке наклонного ствола в натуре должно быть указано пространственное положение продольной его оси. Исходными материалами для выполнения разбивочных работ служат:

- а) план, продольный и поперечный разрезы стволов;
- б) план и разрезы участков сопряжения ствола с основными горизонтами;
- в) числовые значения координат центра и дирекционного угла оси ствола, абсолютная отметка устья.

Наклонные стволы обычно проходятся по пласту. Если пласт выходит на поверхность, то разбивку центра и осей ствола осуществляют способами, изложенными в § 155.

Если же пласт выходит под наносы, то зачастую до начала выноски центра ствола приходится уточнять элементы залегания пласта посредством контрольного их определения по материалам буровых скважин, а иногда и контрольными скважинами.

При пологом залегании пласта на месте устья ствола до устойчивых пород роют котлован. При этом маркшейдер задает направление продольной оси и угол наклона почвы котлована, соответствующие направлению и углу наклона оси ствола (рис. 278). После выполнения земляных работ возводится постоянная крепь первого звена. Контроль за соблюдением проектного сечения осуществляется от оси трассирования. Ось трассирования может быть ось ствола или ось, ей параллельная, отстоящая от стенки ствола на длину консоли. В устье ствола на оси трассирования закрепляют постоянные маркшейдерские знаки I, II, III, по которым и задается дальнейшее направление проходки наклонного ствола.

При крутом залегании пласта работы начинаются с планировки площадки и выноса в натуру осей ствола. После этого устанавливают в горизонтальной плоскости раму — шаблон

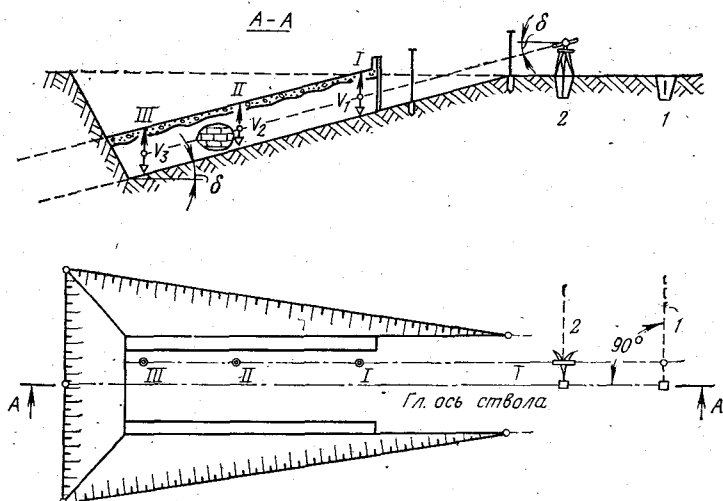


РИС. 278. Задание направления продольной оси наклонного ствола

(рис. 279, а), состоящую из четырех длинных и двух коротких брусьев, уложенных диагонально на длинные брусья. В этом случае контроль за установкой рамы осуществляется так же, как

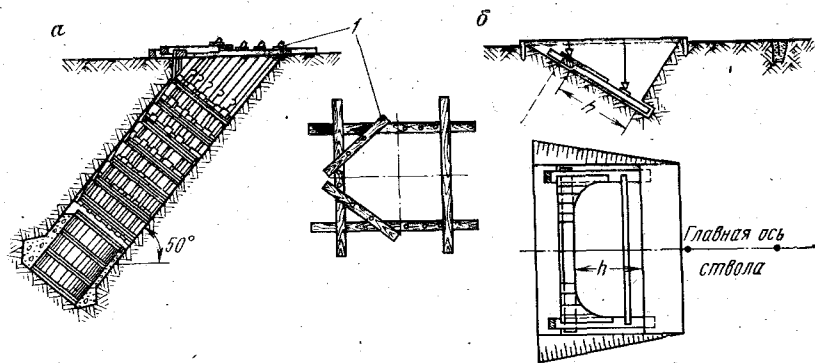


РИС. 279. Установка рамы-шаблона при проходке наклонного ствола

и при установке рамы вертикального ствола. Иногда раму устанавливают нормально к оси ствола. Тогда для контроля ее установки используют отвесы, опущенные с проволоки, натянутой вдоль оси ствола (рис. 279, б).

§ 177. НАБЛЮДЕНИЯ ЗА ДЕФОРМАЦИЯМИ КРЕПИ СТВОЛА И АРМИРОВКИ

Крепь и армировка вертикальных и наклонных стволов должны осматриваться директором или главным инженером шахты не реже одного раза в месяц. Кроме того, крепь и армировка наклонных стволов должны осматриваться начальником внутришахтного транспорта или его заместителем, а армировка вертикальных стволов — главным механиком или его заместителем не реже одного раза в неделю. Результаты осмотра и принимаемые меры по устранению нарушений заносятся в «Книгу осмотра стволов шахт». При обнаружении нарушений крепи, армировки или рельсового пути движение по этим выработкам должно быть прекращено.

Положение стенок шахтного ствола и проводников в нем подлежит проверке (профилированию) главным маркшейдером шахты или специализированной бригадой. Сроки и методы профилирования устанавливаются главным инженером шахты для каждого ствола и согласовываются с местными органами госгортехнадзора. Результаты профилирования отражаются на вертикальных разрезах и планах сечений по стволу шахты и докладываются главному инженеру шахты, который обязан на вертикальных разрезах зафиксировать свои указания о необходимых мероприятиях по устранению выявленных отклонений от проекта.

§ 178. МЕРЫ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ВЫПОЛНЕНИИ МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ

Перед проходкой, армированием ствола и профилировкой должны быть составлены мероприятия, обеспечивающие безопасность при работе маркшейдеров в стволе.

При выноске в натуру точек подвеса отвесов, закреплении планок-ограничителей, установке лебедок работы на подшивной, разгрузочной и нулевой площадках должны быть прекращены. Спуск отвесов должен производиться поочередно при малом грузе. Рабочий груз должен доставляться транспортными средствами по стволу и подвешиваться к отвесу на рабочем горизонте. Во время спуска отвесов нахождение людей в забое ствола запрещается.

При подвешивании рабочих грузов к отвесам должна быть установлена сигнализация. Подачу сигналов производит только назначенное лицо, отвечающее за сигналы.

Фартуки полка должны быть закрыты при осуществлении контроля за установкой расстрелов и проводников. Шаблоны должны располагаться в определенных местах полка и привязываться к его металлоконструкциям во избежание падения.

При выполнении измерительных работ из бадьи или люльки исполнители должны быть надежно прикреплены к подъемным сосудам предохранительными поясами, а шаблоны и измерительные инструменты привязаны.

При производстве маркшейдерами контрольных измерений в стволе никакие другие работы выполняться не должны.

Г л а в а Х Х И И I I I

МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ОКОЛОСТВОЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 179. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ РАССЕЧКЕ СОПРЯЖЕНИЯ ОКОЛОСТВОЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК СО СТВОЛОМ

Разбивка сопряжения ствола с окоlostвольными выработками осуществляется в соответствии с рабочими чертежами сопряжения, на которых указываются отметка головки рельса или почвы горизонта сопряжения и соотношение продольной оси сопряжения с осью ствола, а также с учетом выбранной технологической схемы проходки сопряжения.

При выборе технологической схемы проходки сопряжения учитываются геологические и гидрогеологические условия, форма сопряжения, конструкция и тип крепи.

В устойчивых породах проходку сопряжения производят горизонтальными заходками сверху вниз. Сначала проходят подводящую часть, свод крепят швеллерными арками на анкерах, затем осуществляют проходку нижней части сопряжения. После проходки сопряжения и участка выработки окоlostвольного двора на общую длину 8—10 м его одновременно со стволом крепят постоянной крепью. Маркшейдерский контроль при этом должен быть весьма тщательным и своевременным.

При приближении забоя ствола к проектному горизонту производят контрольные измерения глубины ствола и передают отметку с поверхности на репер, забетонированный в стенке ствола выше кровли сопряжения. По разности отметки репера и проектной отметки кровли и почвы сопряжения вычисляют превышения h_1 и h_2 , по которым производится рассечка сопряжения.

Для задания направления сопряжению в плане используются осевые проходческие отвесы, опущенные с поверхности. В створе опущенных отвесов на 2—5 м выше уровня проектной кровли (рис. 280) сопряжения закрепляют две скобы, на которых фиксируют створ осевых отвесов. Между этими скобами натягивают проволоку и с нее опускают легкие отвесы, створ которых отмечают на стенке ствола вертикальной линией. Если продольная ось

сопряжения не совпадает с осью ствола, то необходимо учесть величину их смещения при обозначении контура сопряжения в натуре.

Контроль правильности проходки сопряжения осуществляется путем нивелирования подводящей части по поперечникам, отстоящим друг от друга на расстоянии 2 м, и измерениям расстояний от продольной оси сопряжения до стенок выработки. Результаты этих измерений наносят на соответствующие поперечники, при этом получают их фактическое сечение и сопоставляют с проектным.

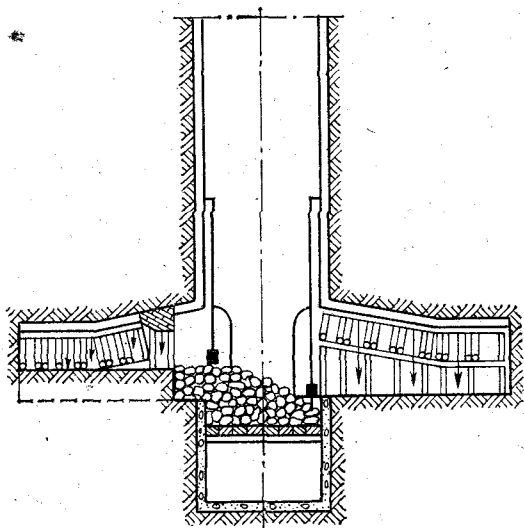


РИС. 280. Маркшейдерские работы при рас- сечке сопряжения

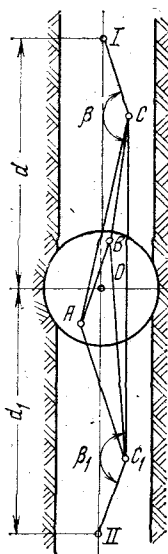


РИС. 281. Перенесение в око- лоствольный двор оси ствола

После закрепления пройденной части сопряжения постоянной крепью в ней бетонируют два репера, на которые передают абсолютные отметки от репера на поверхности дальномером ДА-2 дважды.

Используя створ отвесов, опущенных с осевых скоб, закрепленных в стволе, в пройденной части сопряжения закрепляют три проходческих отвеса, по которым осуществляется проходка выработки до 40 м от ствола. Дальнейшие работы можно выполнять только после точного перенесения и закрепления в пройденных выработках оси ствола (околоствольного двора). Разбивка этой оси на горизонте околоствольного двора производится по данным ориентирования. Для этого в ствол опускают два отвеса примерно в местах бывшего расположения осевых проходческих отвесов. Примыкая к ним на поверхности от осевых пунктов, координаты которых определены были ранее в общегосударственной

системе и в шахте, определяют координаты примычных точек C и C_1 (рис. 281). Точки C и C_1 выбирают так, чтобы была обеспечена их взаимная видимость и наиболее выгодная форма соединительных треугольников. Если невозможно создать два подземных соединительных треугольника, то ограничиваются одним, а координаты точки C_1 вычисляют по измеренному углу ACC_1 и расстоянию CC_1 . Решение этой задачи возможно при использовании гирокомпаса МВТ2 и одного отвеса.

Составив схему сопряжения ствола с околоствольным двором, наносят на нее точки C и C_1 и оси ствола. На оси ствола, параллельной оси околоствольного двора, намечают точки I и II и графически определяют расстояния от них до центра ствола d и d_1 . По этим расстояниям, координатам центра ствола и дирекционному углу оси ствола вычисляют координаты точек I и II:

$$x_I = x_0 + d \cos \alpha; y_I = y_0 + d \sin \alpha;$$

$$x_{II} = x_0 + d_1 \cos (\alpha + 180^\circ); y_{II} = y_0 + d_1 \sin (\alpha + 180^\circ),$$

где x_0 и y_0 — координаты центра ствола.

По координатам точек I, II, C , C_1 вычисляют дирекционные углы (CI) и (C_1II) , а также расстояния CI и C_1II . Определив по разности дирекционных углов углы направлений β и β_1 , полярным способом от точек C и C_1 выносят в натуру и закрепляют точки I и II, обозначающие ось ствола. Точки I и II закрепляются постоянными маркшейдерскими знаками. От этих точек и производят дальнейшее проведение выработок околоствольного двора.

§ 180. ПРОЕКТНЫЕ ПОЛИГОН И ПРОФИЛЬ ОКОЛОСТВОЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Околоствольные дворы современных шахт представляют собой довольно сложную систему горных выработок, состоящих из прямолинейных и криволинейных участков. Эти выработки проводят встречными забоями из нескольких мест. Оси проектируемых выработок околоствольного двора образуют полигоны, вершины и направления сторон которых должны быть указаны маркшейдером в натуре.

До проведения горных выработок околоствольного двора должны быть составлены и вычислены проектные полигоны с целью: 1) проверки правильности размеров горных выработок, указанных на проектном плане; 2) получения исходных данных для инструментального переноса в натуру характерных точек осей проектируемых горных выработок и их направлений. Составление проектного полигона начинается с составления его геометрической схемы (рис. 282) в масштабе 1 : 200.

На чертеже наряду с масштабным изображением осей выработок приводят подробный цифровой материал, характеризующий размеры прямолинейных участков, сопряжения по круговым кри-

вым, высотные отметки и другие данные, позволяющие получить все разбивочные элементы для трассирования в горизонтальной и в вертикальной плоскостях.

При построении проектного полигона оси криволинейных участков заменяют хордами. Число хорд выбирают графически с таким расчетом, чтобы при переносе в натуру они не касались стенок выработок и при этом имели максимальную длину.

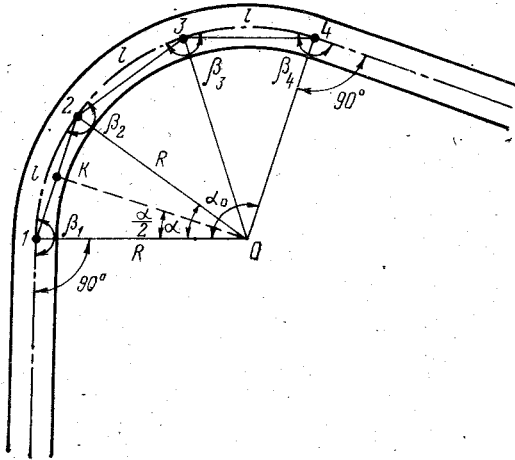


РИС. 283. Замена хордами оси криволинейных участков горных выработок

Определив число хорд n , которыми должна быть заменена кривая (рис. 283), находят значение центрального угла для одной хорды

$$\alpha = \frac{\alpha_0}{n}.$$

Отсюда длина хорды

$$l = 2R \sin \frac{\alpha}{2}.$$

Углы при начальной и конечной точках хордой 1 и 4

$$\beta_1 = \beta_4 = 180^\circ - \frac{\alpha}{2}.$$

Углы при промежуточных точках 2 и 3

$$\beta_2 = \beta_3 = 180^\circ - \alpha.$$

По составленной схеме проектного полигона (см. рис. 282) производят его вычисление в общегосударственной или условной системе координат. В первом случае исходными данными будут координаты центра ствола и дирекционный угол оси ствола. Во втором случае за начало координат условной системы может быть

принята любая точка и направление любой стороны, в том числе центр ствола и его ось. В вычисленном полигоне должны соблюдаться следующие условия:

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

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

Несоблюдение их при отсутствии погрешностей в вычислениях будет свидетельствовать о наличии погрешностей в проекте.

Наряду с проектным полигоном должен быть составлен проектный профиль, в который включаются точки пересечения осей выработок и характерные точки изменения уклонов откаточных путей.

§ 181. ЗАДАНИЕ НАПРАВЛЕНИЙ ГОРНЫМ ВЫРАБОТКАМ В ГОРИЗОНТАЛЬНОЙ ПЛОСКОСТИ

Перед началом горнопроходческих работ маркшейдер должен иметь проектный чертеж околоствольного двора в масштабе 1 : 200 или 1 : 500, проектные чертежи сечений и сопряжений горных выработок.

Направления околоствольным выработкам в плане задают по углам поворотов и расстояниям, указанным в проектной документации.

Задание направления прямолинейной выработке в горизонтальной плоскости осуществляется с помощью теодолита и обозначается в натуре не менее чем тремя точками, надежно закрепленными в кровле выработки временными маркшейдерскими знаками. Исходным направлением, от которого начинается перенос в натуру оси выработок околоствольного двора, является направление I—II (см. рис. 281) оси околоствольного двора, закрепленной после его рассечки.

Направление прямолинейному участку задают отложением в натуре известного угла β . По заданному направлению должны быть закреплены временными маркшейдерскими знаками три точки a , b и c , расстояние между которыми должно быть не менее 3—5 м. Створом точек a , b , c проходчики могут пользоваться до удаления забоя от точки c на 40 м. После удаления забоя более чем на 40 м необходима инструментальная проверка пройденной части выработки и перенесение направления к забою.

Если направление выработки задают не по оси ее, а параллельно ей, например по оси пути или вблизи стенки выработки, то маркшейдер должен указать расстояние l от заданного направления до одной из стенок. Это расстояние принято называть «к о б о й».

Обозначать вынесенное теодолитом направление в горной выработке можно с помощью светового указателя направления УНС-2, лазерного указателя направления ЛУН-3 и лазерного визира ЛВ-5М.

Световой указатель направления УНС-2 представляет собой светопроекционный прибор (рис. 284), проектирующий на забой световую марку, которая создается оптической частью прибора, состоящей из источника света (электролампы) 1, конденсора 2, диафрагмы с крестообразной щелью 3 и объектива 4, заключенных во взрывобезопасный корпус 5. В комплекте прибора имеется трансформатор, предназначенный для питания электролампочки от шахтной осветительной сети.

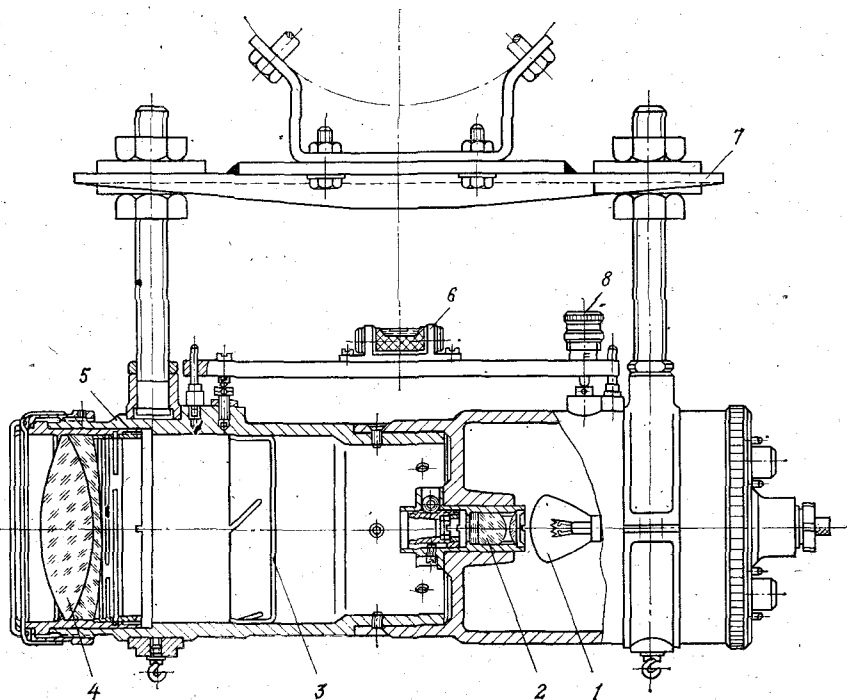


РИС. 284. Световой указатель направления УНС-2

С помощью установочной доски 7 прибор крепится к верхнякам деревянной или металлической крепи под первой направленной точкой, вынесенной теодолитом, и под ней центрируется. Световая марка вертикальной осью проектируется на отвес второй направленной точки и для контроля — на отвес третьей. Для фокусирования световой марки на забое имеется кремальера.

По мере подвигания забоя (через 80 м) теодолитом переносится направление, закрепляются три направленные точки и представляется световой указатель направления.

Лазерный указатель направления ЛУН-3 представляет собой светопроекционный прибор (рис. 285) с источником света — оптическим квантовым генератором ЛГ-56 мощностью не менее

2 МВт. Прибор выполнен во взрывобезопасном исполнении, питается от сети напряжением 127 В. Прибор состоит из проектора, устанавливаемого на кронштейне, и защитного кожуха, предохраняющего его во время эксплуатации от внешних механических воздействий. Кожух закрепляется на кронштейне специальными замками.

Проектор состоит из источника света, лазерной трубки ЛГ-56, заключенной во взрывобезопасный корпус 1 вместе с блоком питания, и коллимирующей системы в виде зрительной трубы 3 теодолита ТТ-5. Прибор может поворачиваться вокруг вертикальной оси на трегере 4, имеющем закрепительный и микрометрический винты. На верхней крышке прибора укреплен резьбовой штырь 2 с керном наверху, закрытый крышкой, который предназначен для центрировки указателя под маркшейдерской точкой и установки теодолита со стандартной резьбой.

Для задания направления прибор устанавливается на кронштейн, центрируется отвесом под маркшейдерской точкой, по уровню 5 приводится в горизонтальное положение и закрепляется. На резьбовой штырь прибора навинчивается трегером теодолит, с помощью которого задаваемое направление переносится в натуру и закрепляется временным маркшейдерским знаком. После этого теодолит снимается, световой пучок лазерного указателя направления наводится на отвес, опущенный с вынесенной точки, и проектор закрепляется.

Таким образом, световой пучок создает линию направления выработки, отчетливо видимую в условиях шахтной атмосферы. Он проектируется на забой или щит проходческой машины в виде яркой световой марки красного цвета, максимальный диаметр которой достигает 80 мм.

Лазерный указатель ЛУН-3 имеет автоматический поджиг, который не требует присутствия оператора для включения прибора после кратковременного снижения светового напряжения при пуске мощного электрооборудования. Кроме того, имеется специальное устройство для включения прибора по заданной программе, увеличивающее срок службы активного элемента, и оптическая система, которая обеспечивает возможность наклона луча в пределах $\pm 2^\circ$. Масса прибора 32 кг, дальность его действия до 1000 м.

Лазерный визир ЛВ-5М предназначается для задания створов, направлений и нивелирования узким световым лучом с визуальной или фотозлектрической регистрацией отклонения от оси луча марки, рейки или специальных фоточувствительных устройств.

Излучатель прибора (рис. 286) состоит из оптического квантового генератора ОКГ-13, установленного в корпусе 1 на восьми юстировочных винтах 2. К этому же корпусу с торца прикреплен обойма 3 коллиматора 4. В качестве коллиматора, позволяющего уменьшить расходимость луча лазера и сфокусировать кремальерой 5 его на цель, используется зрительная труба теодолита

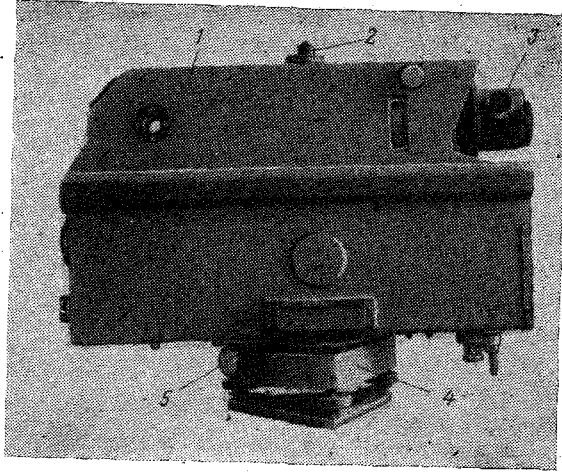


РИС. 285. Лазерный указатель направления ЛУН-3

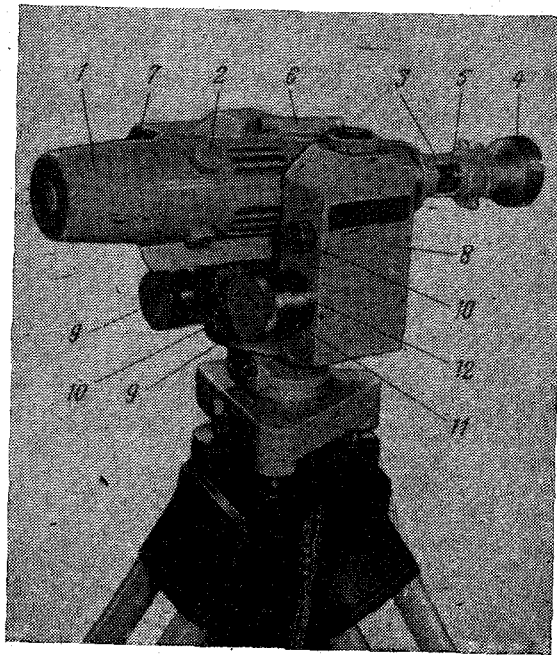


РИС. 286. Лазерный визир ЛВ-5М

Т-30. Сверху на корпусе излучателя установлен коллиматорный визир 6, с помощью которого производится предварительное наведение луча на заданную точку.

Излучатель полуосями крепится к колонке 8 прибора, которая вращается во втулке трегера. Прибор имеет два механизма микрометричного наведения излучателя 9 — горизонтальный и вертикальный, которые состоят из рычагов точного наведения с зажимными винтами 10, механизма микрометричной подачи, состоящего из микрометричного винта, разрезной цапговой гайки, микрометричной шкалы 11 и шкалы оборотов 12. Микрометричная шкала имеет оцифровку через 1 угловую минуту, цена деления 15" и цена оборота 30'. Шкала оборотов оцифрована +5°, 0, -5° и имеет цену деления 30'. Прибор имеет цилиндрический уровень 7 с ценой деления 20", жестко закрепленный втулкой на левой полуоси излучателя, вместе с которым наклоняется в лагерах колонки. Питание прибора осуществляется от сети напряжением 220 В или от аккумулятора напряжением 12 В через блок питания.

Прибор устанавливается на штативе. Включается прибор следующим образом: тумблер блока питания переводится в положение «вкл», при этом загорается сигнальная лампочка. Через 1—2 мин нажимается и отпускается кнопка «поджиг». Если излучение не появилось, то поворачивают ручку регулировки блока питания «грубо» по часовой стрелке и еще раз нажимают кнопку «поджиг». При появлении излучения устанавливается по миллиамперметру величина рабочего тока (10 мА).

У прибора должны быть выполнены следующие проверки:

а) ось круглого уровня должна быть перпендикулярна к вертикальной оси вращения прибора;

б) ось цилиндрического уровня должна быть параллельна оси луча излучателя.

С помощью лазерного визира может быть создано направление, определяемое двумя точками. Для этого теодолитом выносятся направление и закрепляется направленные точки. Визир ЛВ-5М устанавливается вместо теодолита и ориентируется по направленческим отвесам.

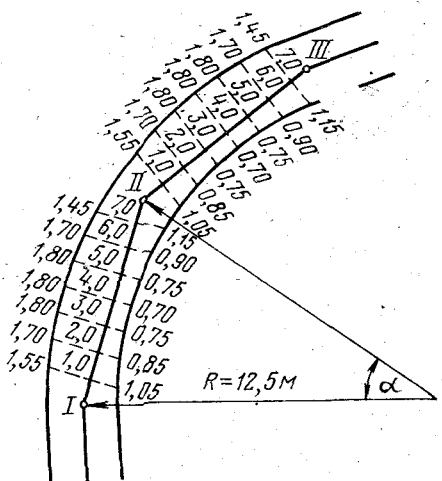


РИС. 287. Задание направления способом перпендикуляров

Задание направления криволинейной выработке. Способ перпендикуляров. На схеме криволинейного участка, составленной в крупном масштабе (1 : 20—1 : 50), круговую кривую заменяют вписанными в нее хордами, предварительно вычислив углы их поворота и длину. По этой схеме (рис. 287) графически определяют расстояния (перпендикуляры) от хорд до стенок выработки через каждые 1—2 м. Числовые значения перпендикуляров и расстояний от начала хорды (от точки поворота) до оснований всех перпендикуляров приводят на схеме.

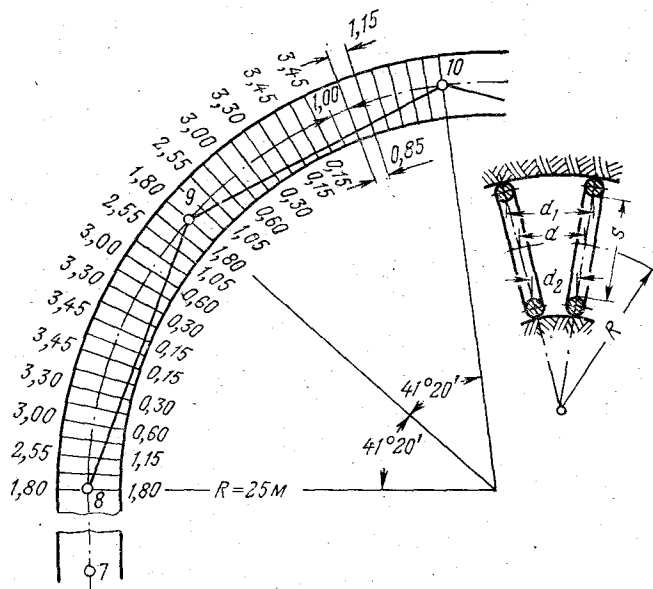


РИС. 288. Задание направления способом радиусов

Способ радиусов. В этом случае по схеме криволинейного участка, составленной в крупном масштабе, графически определяют расстояния от хорды до стенок выработки по направлению радиусов закругления (рис. 288), затем вычисляют расстояния между осями соседних стоек по наружной d_1 и внутренней d_2 сторонам выработки. Указанные расстояния могут быть вычислены по формулам:

$$d_1 = d + d \frac{s}{2R}; \quad d_2 = d - d \frac{s}{2R},$$

где d — расстояние между осями рам на прямолинейном участке (по паспорту крепления); s — средняя ширина выработки; R — радиус закругления криволинейного участка.

По результатам графических измерений и вычислений составляют схему криволинейного участка, на которой указывают все необходимые размеры.

§ 182. ЗАДАНИЕ НАПРАВЛЕНИЙ ГОРНЫМ ВЫРАБОТКАМ В ВЕРТИКАЛЬНОЙ ПЛОСКОСТИ

Перед проведением выработок околовольного двора должен быть составлен проектный профиль околовольных и основных откаточных выработок. При этом на схему горных выработок наносят точки изменения проектных уклонов и углов наклона выработок, отметки этих точек и расстояния между ними. По разности отметок и расстоянию между смежными точками вычисляют уклоны выработок для каждого звена, которые должны соответствовать уклону, заданным в проекте.

В зависимости от уклона или угла наклона выработки применяются различные способы задания направления в вертикальной плоскости.

При углах наклона выработок до $5-6^\circ$ ($i = \pm 0,1$) задание направления в вертикальной плоскости осуществляется с помощью ватерпаса, нивелира и приборов УНС-2, ЛУН-3, ЛВ-5М.

При проверке выработки ватерпасом (см. § 61) он устанавливается на рельс или доску, уложенные на очищенную почву, меньшей «подушкой» к забою (в сторону подъема выработки). Если уклон выработки соблюден, то отвес ватерпаса будет стоять на нулевой метке.

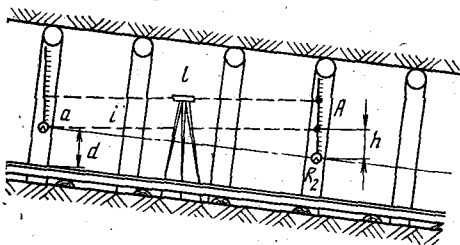


РИС. 289. Задание направления выработке в вертикальной плоскости нивелиром стенными реперами

Контроль правильности проведения выработки по высоте и укладки рельсовых путей по заданному уклону с помощью стеновых реперов заключается в следующем (рис. 289). На высоте d от головки рельсов в стенке выработки закрепляют репер R_1 . На расстоянии 5 — 6 м от этого репера отмечают на той же стенке точку A , которая является проекцией визирного луча нивелира, а по рейке, установленной на репере R_1 , берут отсчет a . Измерив расстояние l между нивелирной рейкой и точкой A , по заданному уклону i вычисляют превышение.

$$h = il.$$

Отложив от точки A по вертикали размер, равный $a + h$, определяют положение репера R_2 . Створ R_1 и R_2 указывает в натуре линию заданного уклона. Аналогично реперы восстанавливаются на противоположной стенке выработки.

Уклон выработки может быть задан с помощью светового указателя направления УНС-2. Для этого микрометрический винт δ наклонного уровня b (см. рис. 284), имеющий деления в тысячных уклона, ставят на проектный уклон и уровень устанавливают на приборе. Изменением высот поддерживающих штанг добиваются приведения пузырька уровня на середину.

Тогда горизонтальный штрих световой марки будет указывать на забое линию проектного уклона. По заданной вертикальной «скобе» — расстоянию от горизонтального штриха марки до кровли выработки ведется контроль соблюдения уклона при проходке. Накладной уровень работает в пределах $\pm 0,02$ с ценой деления 0,001.

Для задания уклона лазерным указателем направления ЛУН-3 используется оптическая система в виде клинового компенсатора, которая обеспечивает заданный наклон луча в пределах $\pm 2^\circ$. Установка заданного уклона осуществляется с помощью специального кольца, расположенного перед коллиматором, на котором нанесены деления в тысячных уклона.

Чтобы использовать для этой цели лазерный визир ЛВ-5М, необходимо наводящим винтом излучателя установить пузырек цилиндрического уровня 7 (см. рис. 286) на середину

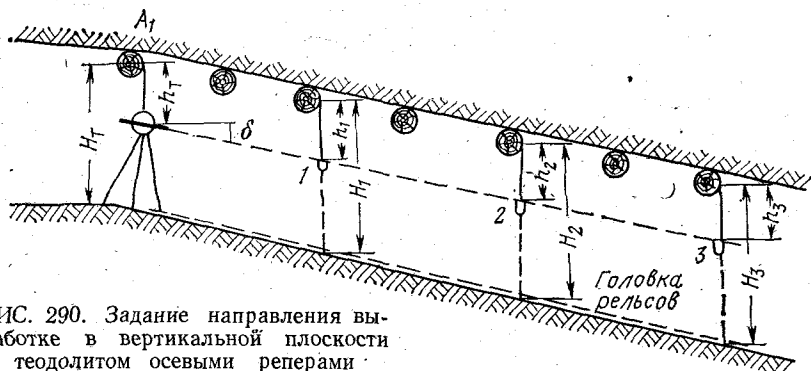


РИС. 290. Задание направления выработки в вертикальной плоскости теодолитом осевыми реперами

и затянуть закрепительный винт горизонтальной оси. Освободив зажимной винт механизма вертикального микрометричного наведения, необходимо установить на нули шкалу оборотов и микрометричную шкалу. Затем затянуть зажимной винт механизма вертикального микрометричного наведения и открепить закрепительный винт горизонтальной оси. Вращая штурвал микрометричной шкалы, устанавливают заданный наклон излучателю по шкалам оборотов и микрометричного наведения. Для этого заранее нужно перейти от проектного уклона к углу наклона. После выполнения этих операций луч лазера будет указывать проектный уклон (наклон) выработки.

Измерив высоту инструмента на исходной точке, используют ее для проверки почвы проходимой выработки.

При углах наклона выработок свыше 6° задание направления в вертикальной плоскости может быть выполнено с помощью теодолита.

Способ осевых реперов. Пусть в точке A_1 (рис. 290) заложен исходный репер, представляющий собой постоянный или временный маркшейдерский знак. Под ним уста-

навливают теодолит и трубу его ориентируют по направлению продольной оси выработки. Измеряют расстояние от точки A до оси вращения трубы теодолита h_T — это и будет вертикальная «скоба». На вертикальном круге теодолита устанавливают отсчет, соответствующий проектному углу наклона выработки δ , и визируют на отвес самой дальней направленной точки 3 . Наблюдая в трубу теодолита, совмещают верх головки отвеса со средней горизонтальной нитью сетки нитей. В этом положении отвес закрепляют и измеряют вертикальное расстояние от маркшейдерской точки до головки отвеса h'_3 . При втором положении трубы получают расстояние h''_3 . Определяют среднее расстояние h_3 и окон-

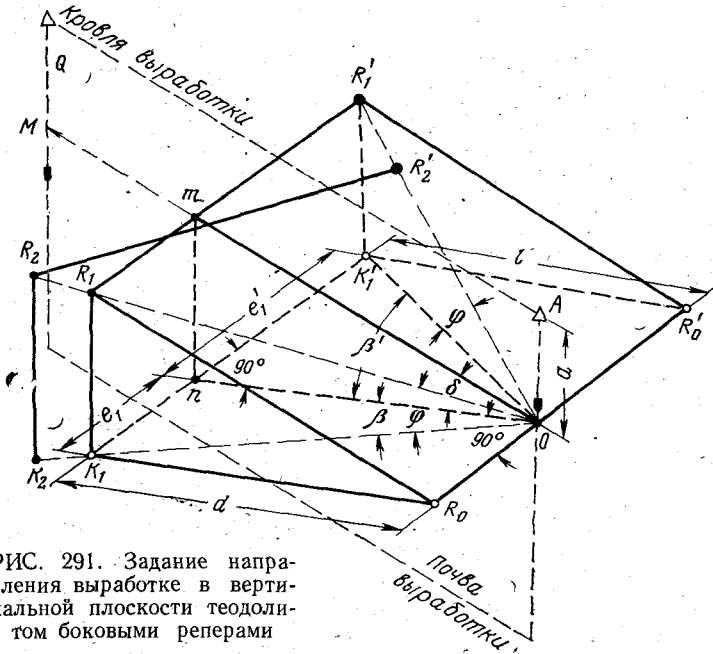


РИС. 291. Задание направления выработке в вертикальной плоскости теодолитом боковыми реперами

чательно отвес вешают так, чтобы расстояние от точки 3 до верха головки отвеса соответствовало h_3 . После этого производят контрольное измерение угла наклона. Если он соответствует проектному, то пользуясь этим отвесом как ориентиром, по направлению визирного луча устанавливают головки отвесов и на остальных направленных точках 2 и 1 . Закрепленные таким образом отвесы в точках $1, 2, 3$ обозначают в натуре проектное направление выработки в вертикальной плоскости.

Способ боковых реперов. Пусть в точке O (рис. 291) установлен теодолит ($R_0R'_0$ — его горизонт). Наклонная плоскость будет параллельна проектной плоскости почвы наклонной выработки, идущей под углом δ . Вертикальная плоскость Q , проведенная через линию наибольшего ската Om , будет парал-

лельна оси выработки. Зависимость между углами φ , δ и β выражается следующей формулой:

$$\operatorname{tg} \varphi = \operatorname{tg} \delta \cos \beta,$$

где

$$\operatorname{tg} \beta = \frac{e}{d},$$

e — расстояние от плоскости Q до стенок выработки в местах расположения реперов; d — расстояние от теодолита O до каждой пары реперов R_i, R'_i (горизонтальные проложения).

Чтобы разбить боковые реперы на стенах выработки через равные интервалы l (горизонтальные проложения), необходимо определить расстояния от плоскости Q до стенок выработки. Тогда по приведенным выше формулам можно вычислить углы β_i и φ_i . Эти углы дают возможность установить визирный луч теодолита в наклонной плоскости. Положение репера R_i будет найдено в точке пересечения визирного луча со стенкой выработки.

Для упрощения работ заранее составляются таблицы углов β и φ по принятым интервалам l для различных величин e .

В связи с тем, что стенки выработок неровные, визирный луч OR может пересечься со стенкой выработки не в точке R_1 , а в точке R_2 и соответственно не в R'_1 , а в R'_2 . Тогда линия фактических реперов $R_2R'_2$ не будет перпендикулярна к оси выработки (плоскости Q). Но так как эта линия лежит в плоскости P , ее можно использовать в качестве пары боковых реперов.

Разбивку боковых реперов в наклонных выработках производят следующим образом. Перед началом работ место нуля теодолита приводят к нулю. Установив теодолит под точкой O , закрепляющей продольную ось выработки, измеряют высоту инструмента a , совмещают нули лимба и алидады горизонтального круга и наводят лимбом на точку M . Теодолитом по нивелирной рейке измеряют величины e , через интервал l . Первую пару боковых реперов $R_0R'_0$ задают перпендикулярно к оси выработки по визирному лучу горизонтально установленной трубы. Для второй пары боковых реперов $R_1R'_1$ по величинам d_1, e'_1, e_1 из таблиц выбирают значения углов $\beta_1, \beta'_1, \varphi_1, \varphi'_1$. Горизонтальный угол β_1 откладывают от направления OM и по вертикальному кругу устанавливают отсчет, соответствующий углу наклона φ_1 . На пересечении визирного луча теодолита со стенкой выработки закрепляют репер R_1 . По углам β'_1 и φ'_1 определяется положение репера R'_1 . Аналогичные действия выполняются при втором положении вертикального круга и из них берут среднее. Для контроля в плоскости Q измеряется угол δ , для чего между закрепленными реперами натягивается тонкий шнур. С одной станции теодолита задают боковые реперы через интервалы $l = 5$ м до 40 м. Чтобы все боковые реперы были расположены в одной наклонной плоскости, необходимо учитывать поправки за разность высот инструмента.

§ 183. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТАХ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ МЕТРОПОЛИТЕНОВ И ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ БОЛЬШОГО СЕЧЕНИЯ

При строительстве метрополитенов сооружение вертикальных стволов ведется способом опускной крепи или обычным способом с креплением ствола тубингами. Проходка подходов штолен осуществляется буровзрывным способом, крепление ведется сборным железобетоном. Перегонные и станционные тоннели проходятся шитовым способом с установкой постоянных тубинговых колец.

В процессе сооружения метрополитена должны быть выполнены следующие маркшейдерские работы:

а) сгущение геодезического обоснования на поверхности в районе строительства метрополитена и проложение полигонометрических и нивелирных ходов на поверхности вдоль будущей трассы;

б) производство топографических съемок крупного масштаба в районах строительства на поверхности и проходки стволов;

в) перенесение в натуру геометрических элементов устьев стволов и сооружений на шахтных площадках, контроль за проходкой стволов;

г) ориентирование подземных съемок;

д) задание направления выработкам, контроль за проходкой, сечением, креплением, разбивочные работы при сооружении камер;

е) проложение подземной полигонометрии и нивелировки;

ж) наблюдение за деформациями зданий и сооружений, на поверхности и под землей;

з) составление маркшейдерской документации.

Геодезическую основу при строительстве метрополитенов составляют пункты государственной триангуляции 2 класса и реперы нивелирования II и III классов. Между пунктами триангуляции вдоль трасс метрополитена прокладываются ходы основной полигонометрии точности 1 : 25 000. Средняя длина сторон 250—300 м. Ходы не должны превышать 3 км. Средняя погрешность измерения углов $\pm 3''$.

От пунктов основной полигонометрии прокладываются ходы подходной полигонометрии точности 1 : 10 000, от которой производятся все разбивочные работы на строительных площадках. Дальнейшие работы по разбивке сооружений, выноске центра и осей ствола и его проходке ведутся обычными способами, рассмотренными ранее.

После проходки ствола и рассечки сопряжения выполняется ориентирование подземных съемок. Эта задача является одной из наиболее ответственных, так как на ее основе ведутся сбойки тоннелей с допустимой поперечной погрешностью, равной ± 50 мм (при постоянной тубинговой крепи).

Основным способом ориентирования в этом случае является геометрическое ориентирование через один ствол с примыканием

к отвесам соединительными треугольниками, которое выполняется несколько раз для повышения надежности окончательных результатов.

Плановой основой при проходке тоннелей являются подземные полигонометрические ходы, которые делятся на следующие виды (рис. 292): подходные, рабочие, основные и главные. П о д х о д н а я полигонометрия прокладывается по криволинейным штольням для выхода от ствола на трассу (длины сторон в ней 10—50 м). Р а б о ч а я полигонометрия прокладывается по трассе тоннеля в виде цепочки вытянутых треугольников и служит для обеспечения разбивочных работ. О с н о в н а я полигонометрия

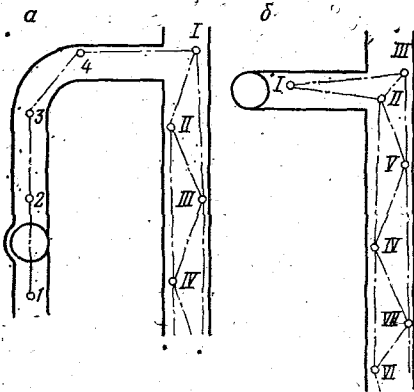


РИС. 292. Плановая основа при проходке штолен;
а — схема ходов подходной и рабочей полигонометрии; б — схема ходов основной полигонометрии

прокладывается по точкам рабочей полигонометрии через одну, образуя два независимых хода. Главные полигонометрические ходы прокладываются по точкам основной полигонометрии в тех случаях, когда основная полигонометрия не обеспечивает требуемой точности сбойки.

В рабочей полигонометрии углы измеряются малыми или средними оптическими теодолитами двумя или тремя полными круговыми приемами.

Горизонтальные углы в ходах основной полигонометрии измеряются средними оптическими теодолитами четырьмя полными

приемами с пересечением инструмента и сигнала между вторым и третьим приемами. Углы в главных ходах измеряются средними или большими оптическими теодолитами с числом приемов от шести до двенадцати.

Длину линий в подземных полигонометрических ходах измеряют стальными рулетками (20—50 м) и стальными проволоками (24 или 48 м). Могут применяться и маркшейдерские светодальномеры МСД-1м.

За время, пока тоннель проходит к месту сбойки, измерение углов и длины сторон в основной или главной полигонометрии повторяют два-три раза для устранения грубых погрешностей и повышения точности определяемых пунктов.

Для создания высотной основы на реперы, закрепленные в околотвольных выработках, производится передача отметок с помощью стальных прокомпарированных рулеток и нивелиров.

Чтобы задать направление оси штольни, необходимо иметь следующие проектные данные:

1. Проектное значение любой точки трассы.

2. Координаты x , y , z пикетных точек и точек поворота на кривых.

3. Дирекционный угол оси трассы.

4. Начало и конец кривой трассы (длина кривой, радиус кривой и угол поворота).

5. Уклон трассы.

Получив по результатам ориентирования дирекционный угол и координаты точек подземной полигонометрии, можно перенести проектное положение трассы в натуру.

В зависимости от горно-геологических условий и глубины тоннели сооружаются различными способами: горным, щитовым, открытым.

Разработка сечения тоннеля, сооружаемого горным способом, производится в несколько фаз. Наиболее распространенным является способ опертого свода (рис. 293, а). При этом способе сначала проходятся нижняя 1 и верхняя 2 штольни, которые соединяются между собой вертикальными фурнелями 3. Из верхней штольни разделяются боковые части верхнего сечения тоннеля — калотты 4 и бетонируется свод (рис. 293, б). Затем производится выемка боковых штросс 5 и ядра 6. В штроссах устанавливаются лекала (опалубка) и бетонируются стены. В последнюю очередь производится выемка грунта в лотке 7 и его бетонирование.

Маркшейдерские работы сводятся к прокладке полигонометрии по нижней штольне и выполнению разбивок, обеспечивающих выемку породы без перебора и соблюдение проектных форм и размеров поперечного сечения тоннеля. Ориентирование верхней штольни осуществляется через фурнели с помощью створа отвесов (рис. 293, в). Отметка на реперы верхней штольни передается с помощью рулетки от реперов, закрепленных в нижней штольне (рис. 293, г).

При проходке тоннеля щитовым способом возникают дополнительные маркшейдерские работы, связанные со спецификой работы щита (рис. 294). Щит собирается в специальной щитовой камере на бетонной подушке 1 с четырьмя направляющими рельсами 2. Особое внимание должно быть уделено маркшейдером при укладке направляющих рельсов, неправильное положение которых может создать перекося щита при сборке.

Важным условием правильности сооружения тоннеля является ведение щита по проектной оси. Особенно необходима высокая точность маркшейдерских работ при проходке тоннеля без передовой штольни.

Маркшейдерские работы при щитовом способе проходки тоннеля сводятся к разбивкам при монтаже щита; разбивкам и закреплению маркшейдерских знаков на щите; ведению щита по проектной оси во время его передвижения; определению положения щита относительно проектной оси после передвижки; контролю за установкой тубинговых колец в тоннеле.

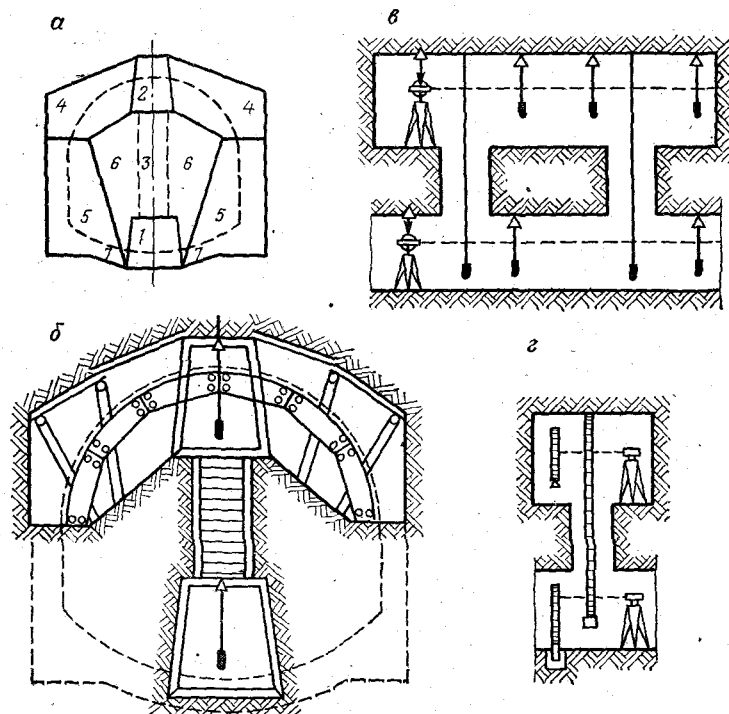


РИС. 293. Разработка сечения штольни и задание направления

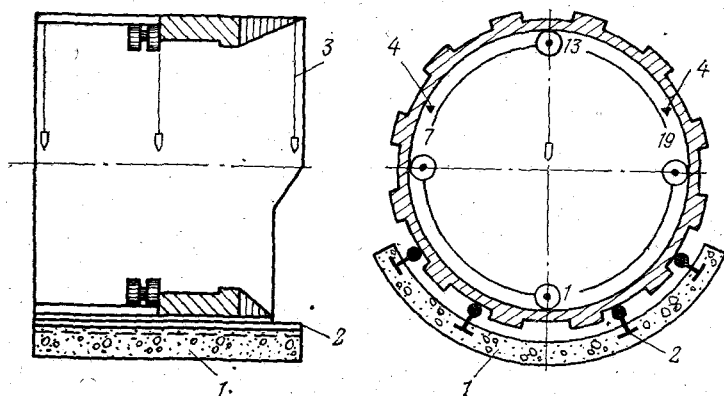


РИС. 294. Установка щита в камере

При сборке щита необходимо следить за соблюдением следующих геометрических условий:

- а) поперечное сечение щита должно представлять собой окружность;
- б) вертикальная плоскость щита, проходящая через его продольную ось, должна совпадать с проектной осью тоннеля;
- в) щит не должен иметь поперечного уклона.

Контроль выполнения перечисленных условий осуществляется с помощью отвесов 3, закрепленных по оси тоннеля, и нивелировкой симметричных точек 4 щита. После окончательной сборки щита и проверки его геометрической формы производится закрепление продольной оси щита с помощью отвесов. Для этого в теле щита по продольной оси просверливаются отверстия глубиной до 2 см, диаметром около 5 мм. Около каждого отверстия делается насечка, совпадающая с продольной осью щита, а в отверстие вставляется деревянная пробка, которая закрепляет отвес в насечке по оси щита.

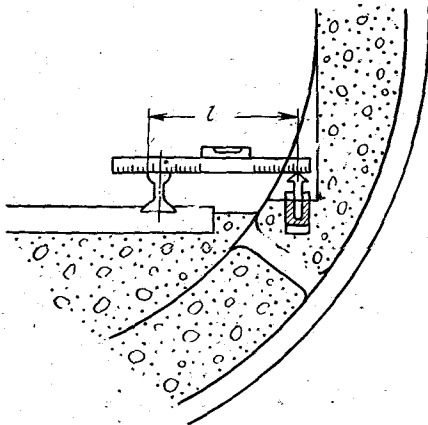


РИС. 295. Проверка укладки пути в тоннелях метрополитена

Пути в тоннелях метрополитена укладываются в лотковой части на жесткое бетонное основание. Шпалы заливаются бетоном почти на всю их высоту. Укладка и рихтовка пути производится от путейских реперов (рис. 295), которые бетонируются через 20—25 м на прямых участках и через 5 м — на кривых. Предварительно на стенках тоннеля отмечается уровень головки рельсов, от которого определяют высотное положение хвоста репера. В плане положение путейских реперов определяется от пунктов полигонометрии по проектному пикетажу.

Для укладки пути в тоннеле необходимо знать удаление каждого путейского репера от оси пути. Укладка рельсов производится с помощью специальной рейки с накладным уровнем от путейских реперов.

§ 184. МАРКШЕЙДЕРСКАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ, ПРЕДСТАВЛЯЕМАЯ ПРИ СДАЧЕ ШАХТЫ В ЭКСПЛУАТАЦИЮ

При сдаче шахты в эксплуатацию должен быть представлен и сдан установленный комплект маркшейдерских документов, необходимых для маркшейдерской службы в период ее эксплуатации.

Вся сдаваемая маркшейдерская документация может быть подразделена на четыре группы: 1) проектная документация; 2) первичная маркшейдерская документация; 3) вычислительная маркшейдерская документация; 4) графическая документация.

1. Из проектных документов к общему комплексу материалов, передаваемых при сдаче шахты в эксплуатацию, следует прилагать планы, разрезы, профили и другие чертежи, а также вычислительные материалы, полученные от проектирующей организации, геологоразведочной и изыскательской партий.

2. В числе первичных маркшейдерских документов следует сдавать: полевые журналы маркшейдерских измерений при развитии сети основных опорных пунктов на поверхности (триангуляция, полигонометрия, нивелирование); полевые журналы основных подземных маркшейдерских съемок по горнокапитальным и подготовительным выработкам (ориентирования, передачи координаты z , полигонометрии, нивелирования); журналы разбивок; журналы «скрытых работ»; журнал проходки ствола; журналы измерений горных выработок и всю другую первичную документацию, которая может быть полезной при эксплуатации шахты.

3. В группу вычислительных маркшейдерских документов входят: уравнительные вычисления при обработке наблюдений, связанных с развитием сети опорных пунктов на поверхности; каталог координат и высот пунктов на поверхности; журналы вычисления координат пунктов подземной полигонометрии; технический отчет и вычисления ориентирно-соединительной съемки и передачи координаты z в шахту; данные о координатах центра ствола шахты и дирекционном угле оси, о расположении и конструкции осевых реперов и каталог их координат; материалы по проверке копра, подкопровой рамы, приемной и подшивной площадок, шкивов, подъемной машины; вычисления проектного полигона околоствольного двора.

4) В комплект графических документов входят:

а) план поверхности территории шахты в масштабе 1 : 500, 1 : 1000, на котором изображен рельеф, надшахтные и все другие поверхностные здания и сооружения;

б) маркшейдерские планы горных работ в масштабе 1 : 500, 1 : 2000, составленные на основании маркшейдерских съемок по каждому пласту или по каждому основному горизонту;

в) вертикальные разрезы по стволам и квершлагам в масштабе 1 : 200 с указанием пересеченных пород, тектонических нарушений, деталей постоянной крепи с изображением горизонтальных сечений стволов и вертикальных поперечных сечений кваршлагов;

г) план околоствольного двора в масштабе 1 : 200 с нанесением видов крепи, транспортных путей, камер, поперечного сечения характерных мест выработок;

д) профили по основным откаточным выработкам с указанием проектного и фактического положения рельсовых путей в масштабе горизонтальном 1 : 500—1 : 1000, вертикальном 1 : 50—1 : 100;

е) профили стенок и проводников вертикальных стволов в горизонтальном масштабе 1 : 10—1 : 20, вертикальном 1 : 100—1 : 200;

ж) планы и разрезы к расчету предохранительных целиков охраняемых сооружений шахтного поля, оформленные в установленном порядке.

Г л а в а ХХІV

МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ВЫРАБОТОК ВСТРЕЧНЫМИ ЗАБОЯМИ

§ 185. СУЩНОСТЬ ЗАДАЧИ. ОСНОВНЫЕ ТИПЫ СБОЕК

При строительстве шахт, реконструкции и эксплуатации широко применяется проведение горных выработок встречными забоями, чем значительно сокращается срок ввода их в действие.

Учитывая особую ответственность маркшейдерских работ при проведении выработки несколькими забоями, при определении их схемы и методики необходимо исходить из следующих положений: а) общая схема работ, способы ее осуществления и методы измерения отдельных элементов должны обеспечить необходимую точность при встрече забоев выработки; б) выполняемые маркшейдерские измерения и вычисления должны сопровождаться объективным контролем, полностью исключающим возможность появления грубых погрешностей.

При проведении выработки одновременно несколькими забоями в зависимости от условий могут быть следующие случаи:

- 1) выработку проводят двумя забоями навстречу друг другу;
- 2) забои одной и той же выработки догоняют друг друга;
- 3) выработку проводят одним забоем навстречу другому, в котором горные работы не производятся.

Все эти случаи проведения горных выработок называют с б о й - к а м и и разделяют их на три основных типа:

- 1) сбойки, проводимые в пределах одной и той же шахты, т. е. сбойки выработок, сообщающихся между собой под землей;
- 2) сбойки, проводимые между разными шахтами, т. е. сбойки выработок, не сообщающихся между собой под землей;
- 3) сбойки вертикальных выработок.

Успешное проведение выработок встречными забоями всецело зависит от правильного решения всего комплекса маркшейдерских работ. К числу основных задач, которые приходится решать маркшейдеру при проведении выработок встречными забоями, относятся:

1. Изучение технологического назначения горной выработки и ее проектных данных (сечения, угла наклона, транспортного оборудования, вида крепи, способа проходки и др.), определение места (точки) встречи забоев горной выработки.

2. Установление величины допустимого предельного расхождения забоев выработки в месте сбойки.

3. Составление схемы горных выработок, связывающих встречные забои.

4. Составление проекта маркшейдерских работ и выбор методики их производства.

5. Предвычисление предельной погрешности смыкания встречных забоев исходя из принятой методики выполнения маркшейдерских работ.

6. Сопоставление ожидаемой предельной погрешности, полученной в результате предрасчета, с установленной величиной допустимого предельного расхождения забоев, а в случае необходимости уточнение принятой методики маркшейдерских работ.

7. Производство съемок и вычислений, необходимых для определения параметров сбойки. Все виды съемок при этом осуществляются в строгом соответствии с принятой в предрасчете методикой измерений.

8. Вычисление всех необходимых параметров сбойки (углов направлений оси сбойки, ее длины, отметок, уклонов, углов наклона).

9. Задание и закрепление в натуре оси выработки.

10. Систематический инструментальный контроль правильности проведения выработки по заданным направлениям.

11. Определение фактической погрешности смыкания встречных забоев путем замыкания съемок в горизонтальной и вертикальной плоскостях и сравнение полученных невязок с допустимыми и предрасчетными.

Производя предрасчет, учитывают три направления: первое направление по оси сбойки y' , второе направление, перпендикулярное к оси сбойки x' , и третье — в вертикальной плоскости z .

В зависимости от наличия проводника (пласта, жилы или контакта пород) различаются ответственные и неответственные (свободные) направления. *Ответственными направлениями* считаются те, погрешности по которым могут повлиять на технологическое назначение выработки.

§ 186. ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ДОПУСКИ РАСХОЖДЕНИЯ ОСЕЙ ВСТРЕЧНЫХ ЗАБОЕВ

Выбор методики выполнения маркшейдерских работ и регламентация норм точности при создании планового и высотного обоснования для проведения горных выработок встречными забоями зависит от производственных допусков расхождения осей встречных забоев. В настоящее время нет единых рекомендаций по определению допусков в расхождении встречных забоев для

различных горных выработок. Считается, что производственные допуски должны быть определены в каждом конкретном случае исходя из типа сбиваемой выработки и технологии ее эксплуатации. Основным фактором, определяющим необходимую точность сбоек горных выработок, является вид подземного транспорта, причем наиболее жесткие требования предъявляет конвейерный транспорт.

Согласно § 2.3 «Правил эксплуатации подземных ленточных конвейеров» для их нормальной эксплуатации горная выработка должна быть прямолинейной на участке, равном длине одного става конвейера.

В соответствии с типовым сечением квершлага, оборудованного рельсовыми путями для электровоза А10-2 и конвейерами типа Л-80, Л4-80, ЛК-80, 2Л-100 и ЛК-100, по габаритам подвижного состава, конвейера и зазорам определена допустимая величина несмыкания забоев в плане, равная 0,37 м.

Если исходить из нормальной работы электровозной откатки, то допустимая величина несмыкания забоев в плане получается равной 0,5 м, а по высоте — 0,3 м.

Количественное значение допустимой предельной погрешности сбойки должно быть задано маркшейдеру техническим руководством шахты и оформлено до начала работ соответствующим техническим заданием.

В случае, если предвычисленная предельная погрешность смыкания забоев при выбранной методике маркшейдерских работ окажется больше допустимой, маркшейдер должен изменить принятую методику с таким расчетом, чтобы вновь предвычисленная предельная погрешность не превышала допустимой. Предельное значение определяемой погрешности будет равно утроенной средней.

При проведении сбоек наибольшее значение имеет расхождение почвы забоев по высоте и расхождение осей выработок в перпендикулярном направлении.

§ 187. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ СБОЙКЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК, ПРОВОДИМЫХ В ПРЕДЕЛАХ ОДНОЙ ШАХТЫ

Примерами данного типа сбоек могут быть квершлаг между штреками разных пластов, уклоны между двумя горизонтами, орты между полевыми штреками и т. д.

При проведении выработок встречными забоями в пределах одной шахты может быть два случая:

1. Когда имеется проект данной сбойки, но рассечка ее не начата.

2. Когда одна из сторон выработки уже рассечена.

Первый случай рассмотрен ранее в § 63.

Второй случай — выработка рассечена с одной стороны до задания направления сбойки (рис. 296). В этом случае необхо-

димо определить направление оси сбойки и найти точку M , лежащую на ней. Маркшейдерские работы разделяются на четыре этапа.

Первый этап. Прокладывают дважды теодолитный ход $FEBANP$. В результате выполненных измерений и соответствующих вычислений, обычных для теодолитной съемки, определяют координаты точек F, E, N, P .

Второй этап. На основании результатов выполненных выше измерений и вычислений надлежит определить место расщепки выработки (точки M) и направление этой выработки в горизонтальной плоскости. Для определения места расщепки встреч-

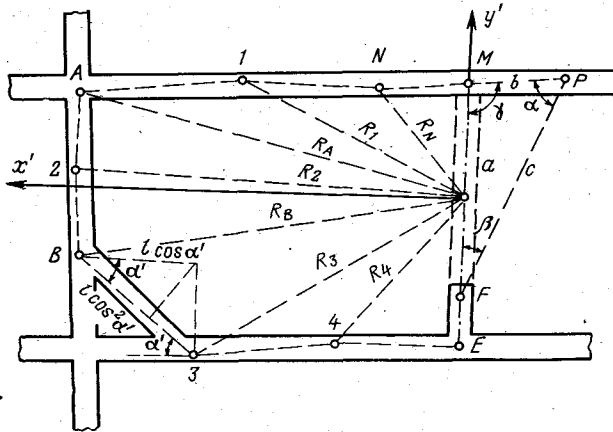


РИС. 296. Определение элементов для задания места и направления встречного забоя и предрасчета погрешности

ного забоя (точка M) и его направления необходимо вычислить расстояние PM и угол γ . Исходными данными для этих вычислений являются координаты точек $F(x_F, y_F)$, $P(x_P, y_P)$ и дирекционные углы (EF) и (PN) . Порядок вычислений следующий:

1. Определяют дирекционный угол (FP)

$$\text{tg}(FP) = \frac{y_P - y_F}{x_P - x_F}.$$

2. Вычисляют расстояние $PF = c$

$$c = \frac{y_P - y_F}{\sin(FP)} = \frac{x_P - x_F}{\cos(FP)}.$$

3. Определяют углы β , γ , α :

$$\beta = (FP) - (FM); \quad \gamma = (MF) - (MP); \quad \alpha = (PN) - (PF).$$

Для контроля $\alpha + \beta + \gamma = 180^\circ$.

4. Определяют отрезки $PM = b$ и $MF = a$:

$$b = \frac{c}{\sin \gamma} \sin \beta; \quad a = \frac{c}{\sin \gamma} \sin \alpha.$$

5. Вычисляют координаты точки M :

$$x_M = x_P + b \cos(PN); \quad y_M = y_P + b \sin(PN).$$

Для контроля вычислений по координатам точек M и F должен быть определен дирекционный угол оси сбойки (MF).

Если сбиваемая выработка наклонная, то необходимо вычислить наклонную длину ее $a' = \frac{a}{\cos \delta}$, где δ — угол наклона выработки.

Третий этап. Вычислив величину отрезка b и угол направления сбойки γ , определяют в шахте место расщепки (точка M) и задают направление выработки.

Четвертый этап. Для определения направления выработки в вертикальной плоскости необходимо между точками M и F проложить ход геометрического нивелирования, вычислить координаты z этих точек и по ним уклон оси сбойки.

При проведении наклонных выработок по проводнику направление в вертикальной плоскости этим выработкам можно не задавать. Если горизонтальная выработка проводится по пласту (жиле) с углом падения более 20° , то направление сбойки в горизонтальной плоскости такой выработке можно не задавать.

§ 188. ПРЕДРАСЧЕТ ПОГРЕШНОСТИ СМЫКАНИЯ ВСТРЕЧНЫХ ЗАБЕОВ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК, ПРОВОДИМЫХ В ПРЕДЕЛАХ ОДНОЙ ШАХТЫ

Погрешность смыкания встречных забоев в плане для данного типа сбоек зависит от погрешности измерения углов и длин подземного полигона M, N, A, \dots, F . Пусть точка K — предполагаемая точка встречи забоев. Проведем через эту точку оси: y' — направленную по оси выработки и x' — перпендикулярную к ней. Очевидно, что в данном случае нас будет интересовать расхождение осей встречных забоев в направлении, перпендикулярном к оси выработки, т. е. в направлении оси x' .

Среднюю погрешность, зависящую от измерения углов, при двукратном выполнении работ определяют по формуле

$$M_{x\beta}^2 = \frac{1}{2\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n} R_{iy}^2 m_{\beta_i}^2,$$

где R_{iy} — проекции на ось y' расстояний от точки смыкания забоев до вершины полигона (определяются графически); m_{β_i} — средняя погрешность измерения угла; $\rho'' = 206\,265''$.

Среднюю погрешность смыкания забоев, зависящую от измерения длины сторон, определяют по формуле

$$M_{x_i}^2 = \sum_{i=1}^{i=n} m_{i_i}^2 \cdot \cos^2 \alpha'_i,$$

где α'_i — дирекционный угол стороны хода в условной системе (относительно оси x'); m_{i_i} — средняя погрешность измерения длины сторон хода, определяемая по формуле

$$m_{i_i} = \pm \sqrt{\mu^2 [l] + \lambda^2 L^2}$$

или

$$M_{x_i}^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i \cos^2 \alpha'_i + \lambda^2 L^2 \cos^2 \gamma'.$$

Окончательно при двукратном выполнении работ

$$M_{x_i}^2 = \frac{1}{2} \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} l_i \cdot \cos^2 \alpha'_i + \lambda^2 L_{x'}^2,$$

где μ — коэффициент, выражающий влияние случайных погрешностей на единицу измеряемой длины (может быть принят равным 0,0005 для выработок с углом наклона менее 15° и 0,0015 для выработок с углом падения более 15°); λ — коэффициент, выражающий влияние систематических погрешностей на единицу длины (равен 0,00005 для выработок с углом падения менее 15° и 0,0001 для выработок с углом падения более 15°); l_i — длина стороны теодолитного хода, м; L — длина замыкающей, соединяющей первую и последнюю точки хода; $L_{x'}$ — проекция замыкающей на ось x' (для замкнутого хода равна нулю); γ' — дирекционный угол замыкающей хода.

Произведение $l_i \cos^2 \alpha'_i$ определяют графически двойным проектированием.

Общая средняя погрешность смыкания забоя в горизонтальной плоскости

$$M_{x^*} = \sqrt{M_{x_B}^2 + M_{x_i}^2}$$

Погрешность смыкания встречных забоев по высоте

$$M_h = \sqrt{(M'_h)^2 + (M''_h)^2},$$

где M'_h — средняя погрешность геометрического нивелирования; M''_h — средняя погрешность тригонометрического нивелирования.

Среднюю погрешность геометрического нивелирования определяют по формуле

$$M'_h = m_0 \sqrt{2n},$$

где m_0 — средняя погрешность отсчитывания по рейке, мм; n — число станций.

Средняя погрешность отсчитывания по рейке может быть определена по формуле (XIV.43) или (XIV.44)

$$m_0 = \pm 0,7 \frac{l}{v} \text{ или } m_0 = \pm 0,0007l\tau,$$

где v — увеличение трубы нивелира; l — расстояние от нивелира до рейки, м; τ — цена деления уровня, с.

Средняя погрешность тригонометрического нивелирования согласно формуле (XIV.46)

$$(M_h'')^2 = \frac{m_\delta^2}{\rho^2} \sum_{i=1}^{i=n} L^2 \cos^2 \delta + nm_i^2 + nm_\sigma^2 + \\ + \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} L \sin^2 \delta + \lambda^2 \sum_{i=1}^{i=p} L^2 \sin \delta,$$

где L — длина сторон хода; m_δ — погрешность измерения углов наклона; m_i , m_σ — погрешность измерения высот инструмента и сигнала, или

$$M_h'' = \pm \frac{\Delta h}{\sqrt{2}}; \quad \Delta h = \pm 10 \sqrt{n_1 + n_2},$$

где Δh — предельное расхождение между двумя независимыми определениями превышения начальной точки хода относительно конечной; n — число сторон в одном и другом ходе тригонометрического нивелирования.

§ 189. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ СБОЙКЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК, ПРОВОДИМЫХ МЕЖДУ РАЗНЫМИ ШАХТАМИ

В качестве характерного примера данного типа сбойки рассмотрим комплекс маркшейдерских работ при проведении встречными забоями квершлага между двумя вертикальными стволами, один из которых пройден до проектируемого горизонта и имеет околоствольный двор, а другой находится в стадии проходки (рис. 297). Маркшейдерские работы осуществляются в четыре этапа.

Первый этап — определение проектной отметки расщелки околоствольного двора и величины углубки шахты № 2. Для этого необходимо:

1. Заложить четыре репера: R_1 и R_2 — на земной поверхности у устьев обоих стволов, R_3 — в околоствольном дворе шахты № 1 и R_4 — в стенке ствола № 2 (вблизи забоя).

2. Проложить замкнутый ход геометрического нивелирования между реперами R_1 и R_2 для определения координаты z этих реперов.

3. Передать координату z на реперы R_3 и R_4 .

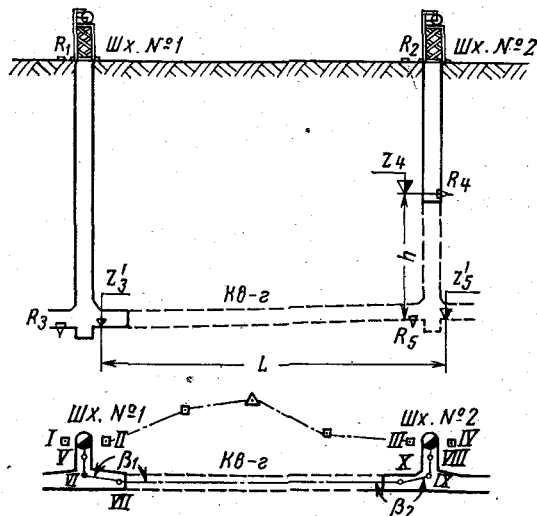


РИС. 297. Схема планового и высотного обоснования при сбойке квершлага между двумя шахтами

4. Определить координату z'_5 плит у шахты № 2, для чего от репера R_3 определяют z'_3 плит у шахты № 1 и проектную длину квершлага L . Зная проектный уклон квершлага i , определяем координату

$$z'_5 = z'_3 \pm iL.$$

5. По разности z_4 и z'_5 определяют величину h ствола шахты № 2:

$$h = z_4 - z'_5.$$

Второй этап. После того как углублен ствол № 2 до проектного горизонта z'_5 и рассечен околоствольный двор, производят ориентирование обеих шахт и передачу координаты z на репер R_5 , для чего около каждого ствола на поверхности закладывают по два постоянных пункта и по три в околоствольном дворе каждой шахты. Между подходными пунктами I, II шахты № 1 и III, IV шахты № 2 прокладывают замкнутый полигонный ход, которому придают по возможности форму, вытянутую по оси сбойки. Измеряют углы и длину сторон хода. Методика измерения зависит от точности, с которой должна быть решена задача о встречных забоях.

Из всех известных способов ориентирования через один вертикальный ствол выбирают один из них, который дает наиболее простое и точное решение задачи ориентирования в данных конкретных условиях. Ориентирование должно быть выполнено не менее двух раз по каждому стволу, что обеспечивает необходимый контроль правильности измерений и вычислений. В резуль-

тате проведенных ориентирований определяют координаты x и y пунктов V, VI, VII шахты № 1 и VIII, IX и X шахты № 2.

Третий этап. По координатам точек VII и X вычисляют дирекционный угол оси сбойки (VII—X). Разность дирекционных углов исходных сторон VI—VII и IX—X и оси сбойки даст углы направления β_1 и β_2 : $\beta_1 = (\text{VII—X}) - (\text{VII—VI})$; $\beta_2 = (\text{X—VII}) - (\text{X—IX})$.

Отложив в натуре при точках VII и X вычисленные углы β_1 и β_2 и закрепив по отложенным направлениям три точки, маркшейдер указывает проходчикам направление оси встречных забоев квершлага.

Четвертый этап — контроль за соблюдением заданного направления и уклона квершлага. Контроль за направлением квершлага в горизонтальной плоскости осуществляют систематической маркшейдерской съемкой пройденной части квершлага и перенесением направления с последних ее пунктов. Уклон контролируют нивелированием вновь пройденных его частей.

§ 190. ПРЕДРАСЧЕТ ПОГРЕШНОСТИ СМЫКАНИЯ ВСТРЕЧНЫХ ЗАБОВ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК, ПРОВОДИМЫХ МЕЖДУ ДВУМЯ ШАХТАМИ

Погрешность смыкания забоев в горизонтальной плоскости $M_{x'}$ зависит от следующих факторов:

- а) от погрешности измерения углов поверхностного и подземного соединительных полигонов $M_{x'_\beta}$;
- б) от погрешности измерения длины сторон поверхностного и подземного соединительных полигонов $M_{x'_l}$;
- в) от погрешности ориентирования шахт $M_{x'_0}$.

Величина

$$M_{x'} = \sqrt{M_{x'_\beta}^2 + M_{x'_l}^2 + M_{x'_0}^2},$$

где $M_{x'_\beta}$ и $M_{x'_l}$ — определяются по формулам, приведенным в § 188.

Погрешность от ориентирования в соответствии с формулой (XIV.21)

$$M_{x'_0} = \frac{m_{\alpha_0}}{\rho''} \sqrt{\sum R_{y_0}^2},$$

где m_{α_0} — погрешность ориентирования; R_{y_0} — проекция расстояний от точки смыкания забоев до центров стволов на ось y' ; $\rho'' = 206\ 265''$.

Погрешность смыкания забоев по высоте M_h зависит от следующих погрешностей:

а) от погрешности геометрического нивелирования поверхностного хода M'_h ;

б) от погрешности геометрического или тригонометрического нивелирования подземного хода M''_h ;

в) от погрешности передачи координаты z через вертикальные стволы шахт M_z .

Величина ее

$$M_h = \sqrt{(M'_h)^2 + (M''_h)^2 + 2M_z^2}$$

где M'_h и M''_h — определяются по формулам, приведенным в § 188. Величина M_z определяется по формуле

$$M_z = \frac{0,01 + 0,0002H}{3\sqrt{2}}$$

где H — измеряемая глубина шахты, м.

§ 191. СБОЙКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

В качестве характерного примера данного типа сбойки рассмотрим маркшейдерские работы при углубке вертикального ствола снизу вверх. В этом случае стволом шахты № 1 вскрыты горизонты +100 м и +40 м, ствол № 2 пройден до рабочего горизонта +100 м. На горизонте +40 м горные работы подошли под ствол шахты № 2, который должен быть углублен снизу вверх (рис. 298).

Маркшейдерские работы, необходимые для обеспечения расматриваемой сбойки, сводятся к определению на горизонте +40 м точки, лежащей на одной отвесной линии с центром ствола шахты № 2 на горизонте +100 м. Для этого необходимо:

1) определить координаты центра и дирекционный угол оси ствола шахты № 2 на горизонте +100 м;

2) проложить теодолитный ход от ствола шахты № 2 к стволу шахты № 1 по горизонту +100 м;

3) произвести ориентирование маркшейдерских съемок горизонта +40 м с горизонта +100 м через ствол шахты № 1;

4) проложить теодолитный ход по горизонту +40 м от ствола № 1 под ствол шахты № 2;

5) определить центр ствола шахты № 2 на горизонте +40 м и разбить оси.

Ниже рассмотрим последовательно все эти этапы.

1. Определение координат центра и дирекционного угла оси ствола шахты (см. § 172).

2. Прокладка теодолитного хода от ствола шахты № 2 к стволу № 1 по гори-

з о н т у + 100 м производится от тех же пунктов, от которых определялись координаты центра и дирекционный угол оси ствола. Методика измерений углов и длины сторон в этом ходе, а также в ходе, пройденном по горизонту + 40 м, должна соответствовать той точности, с которой необходимо провести данную сбойку.

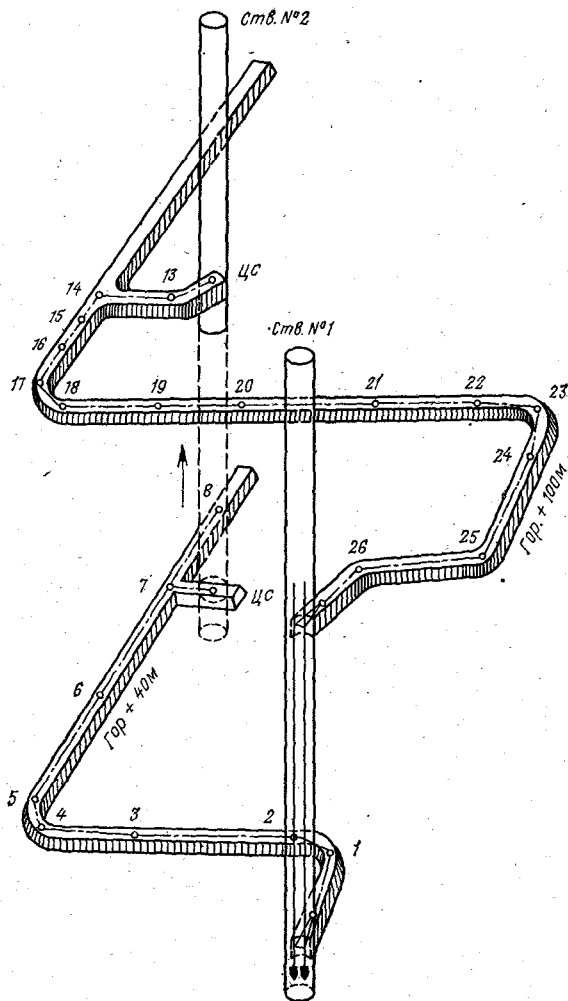


РИС. 298. Сбойка вертикального ствола шахты

3. Ориентирование маркшейдерских съемок горизонта + 40 м должно быть выполнено с горизонта + 100 м не менее двух раз. Схема ориентирования выбирается в соответствии с имеющимися условиями наиболее простой, но в то же время обеспечивающей наибольшую точность.

4. Вычисление угла β и расстояния d . Зная координаты центра ствола на горизонте + 100 м, а также координаты точки 7 и дирекционный угол стороны (6—7) на горизонте + 40 м, переносят центр и оси на этот горизонт. Для этой цели должны быть вычислены угол направления β и расстояние d от точки 7 до центра будущего ствола по формулам:

$$\beta = (7 - \text{ЦС}) - (7 - 6); \quad d = \frac{y_{\text{ЦС}} - y_7}{\sin(7 - \text{ЦС})} = \frac{x_{\text{ЦС}} - x_7}{\cos(7 - \text{ЦС})}.$$

В результате произведенных измерений и вычислений маркшейдер закрепляет на горизонте горных работ центр и оси ствола.

§ 192. ПРЕДВЫЧИСЛЕНИЕ ПОГРЕШНОСТИ СМЫКАНИЯ ВСТРЕЧНЫХ ЗАБОВ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Предвычисление производится в соответствии с рис. 299.

Погрешность смыкания забоев при сбойке вертикальных выработок, как видно из изложенного ранее, складывается из следующих элементов:

1) погрешности измерения углов в теодолитных ходах, прокладываемых между стволами на верхнем и нижнем сбиваемых горизонтах,

$$M_{\beta} = \frac{m_{\beta}''}{\rho''} \sqrt{\sum R_i^2},$$

где m_{β} — средняя погрешность измерения угла; R_i — расстояние от центра сбиваемой вертикальной выработки до вершин теодолитных ходов;

2) погрешности измерения длины сторон в теодолитных ходах, прокладываемых на верхнем и нижнем сбиваемых горизонтах,

$$M_l = \sqrt{\sum m_{l_i}^2},$$

где m_{l_i} — средняя погрешность измерения длины;

3) погрешности ориентирования съемок на нижнем сбиваемом горизонте

$$M_{\alpha} = \frac{m_{\alpha}}{\rho} R_0,$$

где m_{α} — средняя погрешность ориентирования; R_0 — расстояние между центрами стволов.

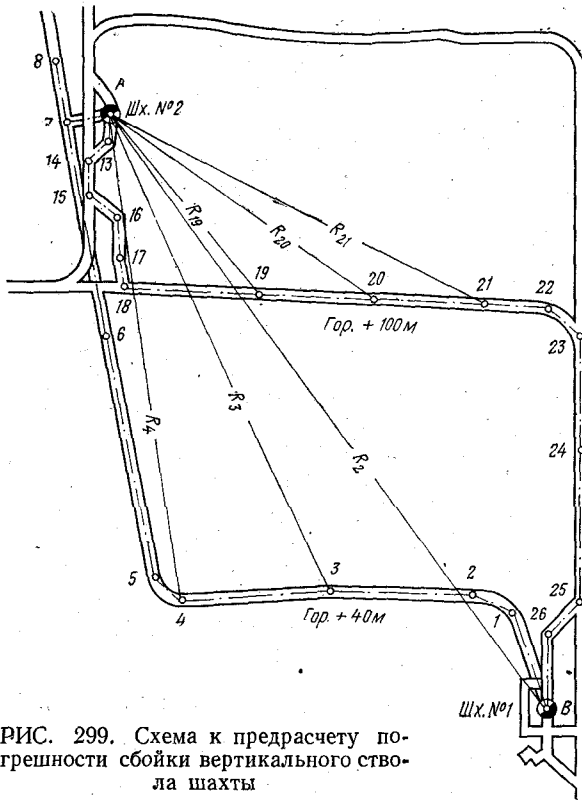


РИС. 299. Схема к предрасчету погрешности сбойки вертикального ствола шахты

Общая погрешность смыкания забоев

$$M = \sqrt{M_{\beta}^2 + M_i^2 + M_o^2}.$$

§ 193. СОЗДАНИЕ ПЛАНОВОГО ОБОСНОВАНИЯ
 ДЛЯ СБОЕК ВЫРАБОТОК С ГИРОСКОПИЧЕСКИМ
 ОРИЕНТИРОВАНИЕМ ОТДЕЛЬНЫХ СТОРОН

В случае большой протяженности обоснования для сбойки обычный теодолитный ход не обеспечивает необходимой точности смыкания забоев. При этом основным источником погрешности сбойки оказываются, как правило, погрешности угловых измерений.

Повышение точности измерения углов в подземных условиях представляет собой зачастую довольно сложную задачу. Поэтому на практике используют более эффективный путь — не повышая точности угловых измерений, ослабляют влияние их погрешностей на точность пунктов теодолитного хода путем гироскопического ориентирования нескольких промежуточных его сторон (рис. 300).

В результате теодолитный ход разделяется гироскопическими определениями на участки, называемые с е к ц и я м и. Вычисление дирекционных углов сторон производится в каждой секции обособленно после уравнивания измеренных углов. Благодаря этому накопление погрешностей дирекционных углов ограничивается пределами одной секции, а потому их абсолютные величины

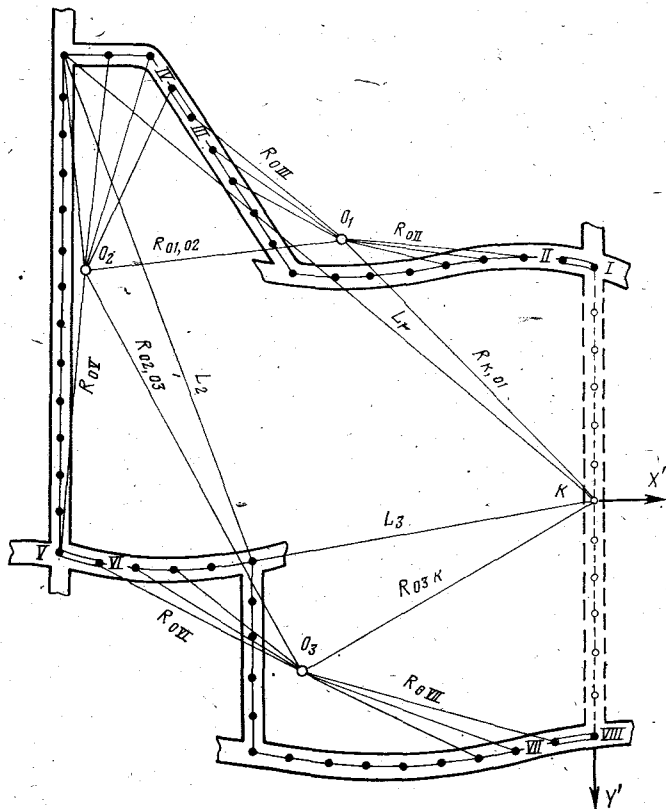


РИС. 300. Схема создания обоснования для сбойки с применением гироскопаса

оказываются сравнительно небольшими и влияют на точность пунктов значительно меньше, чем в обычном теодолитном ходе.

Вопрос о накоплении погрешностей в теодолитном ходе, разделенном на секции, рассматривался ранее в гл. XIV. Однако полученная при этом формула (XIV.31) не полностью отражает особенности измерений при создании обоснования для сбоек. В частности, она не учитывает погрешности гироскопических измерений, а также то обстоятельство, что участки обоснования, непосредственно примыкающие к точке встречи К (I—К и VIII—К на рис. 300), представляют собой висячие ходы. При включении

в формулу (XIV.31) дополнительных членов, учитывающих указанные погрешности, она приобретает следующий вид:

$$M_{xK}^2 = \mu^2 \sum_{i=1}^{i=n} L_i \cos^2 \alpha_i + \lambda^2 \sum_{i=1}^{i=t} L_i^2 \cos^2 \gamma_i + \\ + \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \left(\sum_{i=1}^{i=n_0} R_{(i, K) y}^2 + \sum_{i=1}^{i=n_1} R_{(0, i) y}^2 + \sum_{i=1}^{i=n_2} R_{(0, i) y}^2 + \dots + \right. \\ \left. + \sum_{i=1}^{i=n_r} R_{(0, i) y}^2 \right) + \frac{m_\alpha^2}{\rho^2} (R_{(K, 01) y}^2 + R_{(01, 02) y}^2 + \dots + R_{(0r, K) y}^2),$$

где L_i — длины сторон хода; α_i — дирекционные углы сторон в условной системе координат, у которой ось x совпадает с ответственным направлением, а ось y — с осью сбойки; L_i и γ_i — длины и дирекционные углы замыкающих тех участков обоснования, на которых условия производства линейных измерений оставались неизменными; t — число участков; μ и λ — коэффициенты случайного и систематического влияния при линейных измерениях; m_β и m_α — средние квадратические погрешности измерения угла теодолитом и гироскопического ориентирования; n — число сторон во всем ходе; n_1, n_2, \dots, n_r — число сторон в секциях; n_0 — число сторон в висячих ходах, примыкающих к точке K ; $R_{(0i) y}$ — проекция на ось y расстояния от произвольной точки хода до центра тяжести секции, в которой находится эта точка; $R_{(K;01) y}$ и $R_{(0r; K) y}$ — проекция на ось y расстояний от точки K до центров тяжести первой и последней секции; $R_{(01, 02) y}$ — проекция на ось y расстояний между центрами тяжести смежных секций (1-й и 2-й); $R_{(i, K) y}$ — проекции на ось y расстояний от точки K до всех точек висячих ходов.

Ручные вычисления по приведенной формуле трудоемки и требуют больших затрат труда. Поэтому в настоящее время они выполняются на ЭВМ с помощью программы предрасчета точности подземных опорных сетей.

§ 194. СОЗДАНИЕ ПЛАНОВОГО ОБОСНОВАНИЯ ДЛЯ СБОЕК ОСОБО ОТВЕТСТВЕННЫХ ВЫРАБОТОК ПРОКЛАДКОЙ СВЕТОДАЛЬНОМЕРНО-ГИРОСКОПИЧЕСКИХ ХОДОВ

В последние годы в маркшейдерской практике встречаются случаи, когда рассмотренные выше методы создания планового обоснования не позволяют обеспечить необходимую точность сбойки. Такая ситуация возникает, когда протяженность обоснования велика и достигает 8—10 км, а требования к точности смыкания забоев очень жестки (например, при сбойках конвейерных выработок).

В этих случаях обоснование создается путем прокладки светодальномерно-гироскопического хода, в котором дирекционные

углы всех без исключения сторон определяются гирокомпасом, а их длины измеряются светодальномером. Вопрос накопления погрешностей в таком ходе изложен ранее (см. § 125), поэтому ниже рассматривается главным образом методика производства работ с использованием гирокомпаса МВТ2 и светодальномера МСД1м.

Определение дирекционных углов и измерение длин сторон хода обычно производится раздельно. При гироскопических измерениях поправка гирокомпаса определяется группами из двух-трех пусков перед началом работ и после каждой поездки в шахту. Для всех сторон, ориентированных в течение одной поездки, поправка вычисляется как среднее из ближайшей предшествующей и последующей групп определений. При такой методике погрешность каждого значения поправки распространяется только на участок хода, ориентированный в течение одного дня. Благодаря этому ослабляется ее влияние на точность пунктов хода. Более частые определения поправки нерациональны, так как требуют дополнительных выездов на поверхность и вследствие этого приводят к резкому увеличению затрат труда.

При измерениях на ориентированных сторонах гирокомпас устанавливается через точку и из одного пуска определяются гироскопические азимуты двух прилежащих сторон. В результате число установок прибора сокращается в два раза, поэтому затраты времени на определение дирекционных углов оказываются лишь немногим больше, чем на измерение углов в теодолитном ходе. Линейные измерения выполняются аналогично, т. е. светодальномер также устанавливается через точку и с нее определяются длины обеих прилежащих сторон. По указанной методике ход прокладывается дважды, причем при повторной прокладке гирокомпас и светодальномер устанавливаются на ранее пропущенных точках. В результате этого дирекционные углы и длины всех сторон оказываются определенными в прямом и обратном направлениях.

Для сокращения затрат времени на повторное центрирование приборов и многократное посещение места работ (дважды с гирокомпасом и дважды со светодальномером) можно при определении гироскопических азимутов и длин сторон устанавливать инструмент на каждой точке и таким образом выполнять прямое и обратное измерения сразу друг за другом. Однако при такой методике несколько снижается объективность контроля — в частности, возникает опасность перепутать точки и выполнить гироскопические и светодальномерные измерения на разных сторонах. Поэтому в последнее время проводятся эксперименты по параллельному выполнению гироскопических и светодальномерных измерений по следующей схеме.

Сначала, как обычно, производится пуск гирокомпаса с определением гироскопических азимутов обеих прилежащих сторон. При этом визирование выполняется на отражатели, установлен-

ные на смежных пунктах. Затем угломерная часть гирокомпаса извлекается из трегера и на ее место устанавливается светодальнономер, которым определяются длины также обеих прилежащих сторон. На этом измерения заканчиваются, и оба прибора переносятся через точку, где повторяются те же операции, и т. д. В итоге дирекционные углы и длины всех сторон хода оказываются определенными по одному разу.

При повторной прокладке хода приборы устанавливаются на ранее пропущенных точках, причем для ускорения работ вместо гирокомпаса может использоваться теодолит. Измеренный им горизонтальный угол сравнивается с разностью гироскопических азимутов сторон, определенных из первого хода, что обеспечивает контроль измерений.

Для предрасчета погрешности сбойки используется формула (XIV.39), причем входящие в нее величины α и y определяются в условной системе координат.

Прокладка светодальнономерно-гироскопического хода с помощью существующих приборов МВТ2 и МСД1м требует довольно больших затрат труда. Однако перспективы совершенствования этих приборов и, в частности, разработка гиروبуссоли и светодальнономерной насадки на теодолит позволяют считать, что описанный метод создания обоснования перспективен.

СДВИЖЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД И ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПОД ВЛИЯНИЕМ ГОРНЫХ РАЗРАБОТОК

§ 195. СОДЕРЖАНИЕ И ЗНАЧЕНИЕ ПРОБЛЕМЫ

Выемка пластов угля и других залежей полезных ископаемых вызывает образование в недрах земли пустот значительных размеров. Породы, залегающие в кровле горных выработок, под действием силы тяжести и горного давления приходят в движение, обуславливая развитие процесса сдвижения всей толщи, включая земную поверхность.

В результате сдвижения и деформации толщи горных пород деформируется и нарушается целостность крепи горных выработок (стволов, квершлагов, окоlostвольных выработок, штреков), попавших в зону сдвижения. Объекты, расположенные на земной поверхности и также попавшие в зону сдвижения, деформируются, а при неблагоприятных условиях подработки даже разрушаются. Например, в стенах и фундаментах зданий возникают трещины, межэтажные перекрытия теряют устойчивость, наблюдаются перекосы оконных и дверных проемов, происходит отслаивание и падение штукатурки; в подработанных горными работами железных дорогах изменяются уклоны пути, нарушается плотность балласта, происходит разрыв планок, скрепляющих рельсы, выброс рельсов; в подземных металлических трубопроводах (газопроводах, водопроводах) возникают разрывы и смятия; в промышленных объектах может быть нарушена эксплуатация технологического оборудования (подъемных машин, транспортных кранов, станков, агрегатов); подработанные водоемы могут явиться источником повышенного притока воды в шахты, а иногда и причиной их затопления.

Продолжительные наблюдения за подработкой объектов показали, что при соблюдении определенных условий возможна подработка объектов без нарушения их нормальной эксплуатации. Такими условиями являются, например: значительная глубина разработки, специально разработанные рациональные способы выемки полезных ископаемых, оборудование объектов перед подработкой специальными конструктивными мероприятиями и др.

Для обеспечения сохранности объектов и условий их нормальной эксплуатации при неблагоприятных условиях подработки (небольшой глубине, значительной мощности пласта и др.) возникает необходимость оставления целиков (невнутых участков полезного ископаемого под объектом), что обуславливает потери промышленных запасов полезных ископаемых.

Правильный и научно обоснованный подход к решению вышеуказанных проблем требует знания закономерностей развития процесса сдвижения толщ горных пород и земной поверхности, всестороннего изучения проявлений этого процесса, умения производить расчеты величин сдвижений и деформаций, возникающих как на земной поверхности, так и в объектах, умения при неблагоприятных условиях выполнять построение предохранительных целиков оптимальных размеров, не допускающих излишних потерь полезного ископаемого.

Глава XXV

СДВИЖЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД И ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 196. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОЦЕССЕ СДВИЖЕНИЯ ТОЛЩИ ГОРНЫХ ПОРОД И ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

Сдвигения и деформации горных пород вокруг подготовительных выработок. Толща горных пород до проведения горных выработок находится в условиях естественного напряженного состояния, создаваемого массой горных пород. Давление, приходящееся на единицу площади в нетронутом массиве, обычно приравняется массе вышележащего столба, т. е. (рис. 301)

$$P = \sigma_1 = \gamma H,$$

где γ — средневзвешенное значение плотности пород, кг/м^3 .

Боковые составляющие вертикального напряжения σ_1 будут

$$\sigma_2 = \sigma_3 = \sigma_1 k,$$

где $k \leq 1$ — коэффициент бокового распора.

После проведения горной выработки в величине σ_1 , приходящейся на единицу площади, происходит переконцентрация напряжений в некоторой области массива, прилегающего к выработке. При некотором удалении от сечения выработки величины напряжений σ_1 , σ_2 , σ_3 принимают первоначальные значения.

Возрастание напряжений у боковых стенок выработок (эпюра 1) может вызвать раздавливание краев целика и сдвижение горных

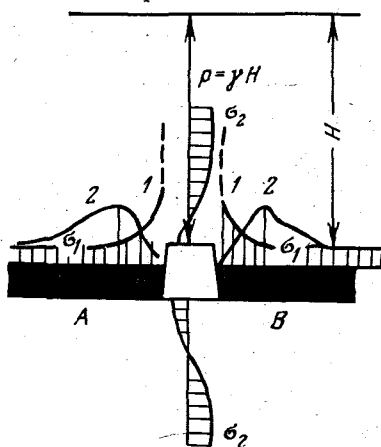


РИС. 301. Эпюры распределения напряжений около подготовительной выработки (по С. Г. Авершину)

пород или полезного ископаемого в сторону выработки. При этом максимум напряжений смещается уже на некоторое расстояние в сторону целика (точки *A* и *B* эпюры 2).

Интенсивность развития сдвижения горных пород у подготовительных выработок зависит от величины площади сечения выработок, вида крепи, физико-механических свойств пород, окружающих горную выработку, выпуска породы при перекреплении и др. Наблюдаются случаи значительного распространения зоны обрушения над выработками, а также пучения и выдавливания пород почвы в выработки.

Сдвигение и деформирование горных пород вокруг очистных выработок. Проявление процесса сдвижения и деформирования горных пород над очистными выработками происходит более интенсивно и особенно в лавах большой длины со значительной мощностью разрабатываемого пласта при управлении кровлей обрушением.

Различают три стадии развития процесса сдвижения: начальную (обрушение или прогиб непосредственной кровли), промежуточную (прогиб всей вышележащей толщи пород) и конечную (сдвигение наносов и земной поверхности).

При значительных глубинах разработок и размерах лав процесс сдвижения горных пород проявляется в формах (рис. 302, *a*) обрушения, т. е. беспорядочного падения породы в виде кусков, глыб и блоков (зона I), прогиба напластований толщи пород в сторону выработанного пространства с образованием трещин и расслоений (зона II), плавного прогиба пород без расслоения (зона III), пучения и поднятия пород почвы в сторону выработанного пространства (зона IV). Зона обрушений распространяется вверх по нормали на величину, примерно равную трем—пяти мощностям пласта.

При малой вынимаемой мощности пласта, «пучащих» породах почвы, полной или частичной закладке выработанного пространства зона обрушения может отсутствовать. Тогда непосредственно над выработанным пространством будет образовываться зона прогиба пород II.

Зоны I и II совместно распространяются вверх от кровли пласта примерно на $(35-40)t$, где t — мощность вынимаемого пласта. Водоемы, расположенные на земной поверхности, или «старые» затопленные горные выработки, попавшие в эти зоны, могут вызвать затопление действующих горных выработок.

При выемке крутых пластов угля (рис. 302, *б*), помимо вышеуказанных зон, может возникнуть сползание пород почвы в выработанное пространство (зона IVa) и образование на земной поверхности «ступенек», трещин, террас.

Сдвигение толщи горных пород в зонах I, II и III вызывает сдвигение наносов и образование мульды сдвижения АЕ (впадина на земной поверхности).

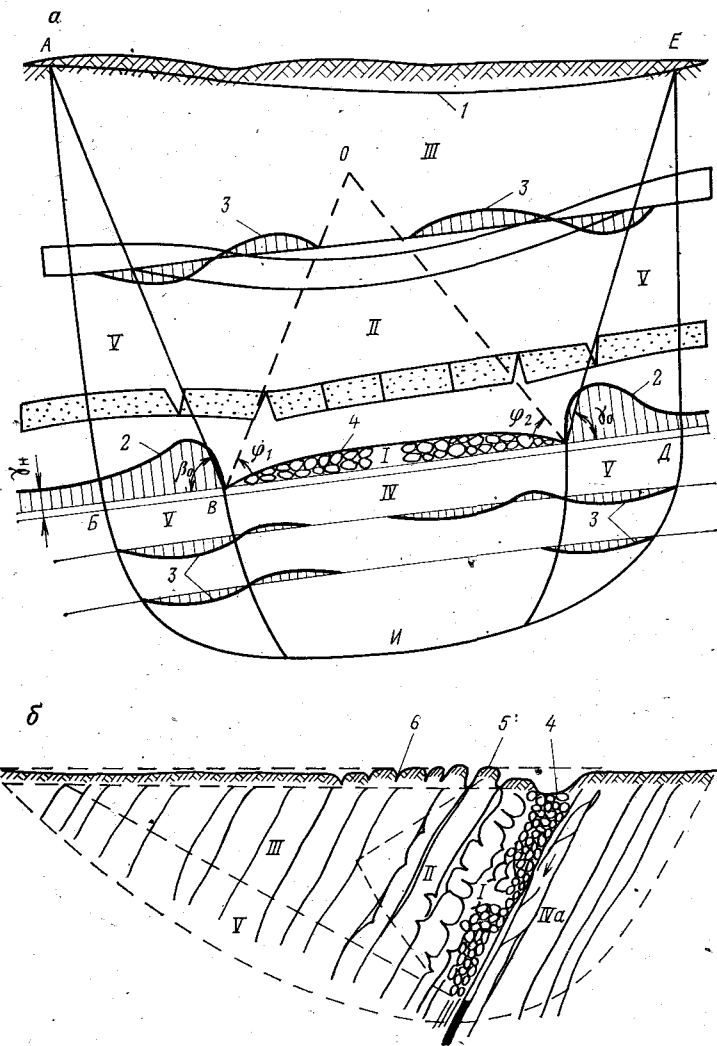


РИС. 302. Общая схема процесса сдвижения толщи горных пород:
a — при пологом падении; *б* — при крутом падении

Сдвигение наносов, как и коренных пород, может происходить в форме обрушения при малой глубине разработки, равной примерно 10—15-кратной мощности пласта, прогиба по вертикали (при значительных глубинах горных работ и пологом залегании пластов), а также прогиба по вертикали (рис. 303) в сочетании с горизонтальным сдвигом их коренными породами в сторону восстания пласта при залегании пород с углом наклона свыше 10° .

Приближенно зону толщи горных пород, затронутую процессом сдвижения от очистной выемки на разрезе по падению пласта, можно определить с помощью углов β_0 , γ_0 (определение углов см. § 197), а на разрезе по простиранию δ_0 . Со стороны восстания и падения пласта к рассмотренным ранее зонам примыкает зона опорного давления V. Она создается в толще горных пород вслед-

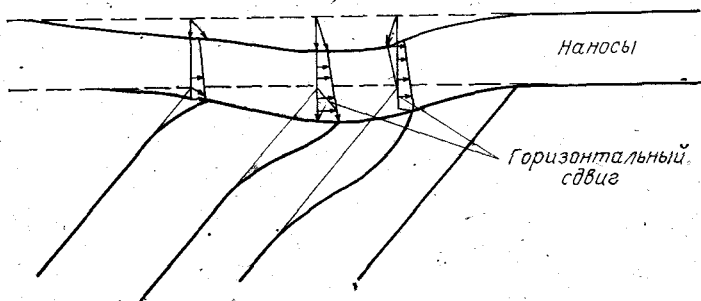


РИС. 303. Схема сдвижения толщи наносов

ствие их зависания при прогибе и передачи части массы зависших пород в качестве дополнительной нагрузки на массив пород и пласт. Наибольшие нагрузки образуются у верхней и нижней границ очистной выработки, что приводит к отжиму пласта (эпюра 2 на рис. 302, а). Зона опорного давления распространяется и на породы почвы вынимаемого пласта.

Рассмотрим несколько подробнее механику сдвижения горных пород над очистной выработкой. Перемещение напластований горных пород кровли пласта начинается с прогиба, расслоений и появления зон повышенных деформаций — растяжений, сжатий (эпюра 3 на рис. 302, а). Когда деформации достигают предельных значений, слои кровли обрушаются, заполняя выработанное пространство. Они становятся опорой для вышележащих прогибающихся пород зоны II. Если деформации не достигают предельных значений, тогда зона I не возникнет, а будет развиваться зона II, т. е. прогиб с образованием трещин. При значительных размерах очистных выработок прогибающиеся породы в зонах II и III занимают после уплотнения положение, примерно параллельное первоначальному, образуя так называемую зону полных сдвижений, величину которой на разрезе по падению пласта можно определить с помощью углов ψ_1 , ψ_2 (понятие об углах ψ_1 , ψ_2 см. § 197).

По мере удаления от выработанного пространства вверх по нормали сдвигение пород приобретает более плавный характер, деформации растяжений, сжатий становятся малыми по величине, трещиноватость исчезает, сменяясь прогибом пород без разрыва сплошности и расчленений (зона III).

Следует отметить некоторую условность приведенного выше выделения зон и областей сдвижений. В природе в зависимости от конкретных горно-геологических условий смена этих зон и их конфигурация не является четкой.

При некоторых условиях горных разработок процесс сдвижения может сравнительно слабо проявиться. Так, при разработке жильных месторождений в крепких кристаллических породах, при камерных системах разработки, например каменных солей, сдвигения земной поверхности почти отсутствуют.

§ 197. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ПАРАМЕТРЫ, ХАРАКТЕРИЗУЮЩИЕ ПРОЦЕСС СДВИЖЕНИЯ

Процесс сдвижения толщи горных пород и земной поверхности характеризуется следующими параметрами: размерами и формой мульды сдвижения; величиной углов граничных, сдвижения, разрывов, полной подработки; величинами векторов сдвижений, их составляющих (оседания и горизонтального сдвижения), деформациями в мульде сдвижения; общей продолжительностью процесса сдвижения, его отдельных стадий и скоростью оседаний.

Мульда сдвижения. При выемке части пласта *абгв* на значительной глубине (рис. 304, а) процесс сдвижения толщи горных пород достигает земной поверхности, вызывая ее сдвигения и деформацию. Часть земной поверхности *АГБВ*, подвергшаяся сдвигениям и деформациям, называется м у л ь д о й с д в и ж е н и я. В мульде сдвижения принято выделить два главных сечения, проходящих через точку максимального оседания по простиранию (линия *АБ*) и вкрест простирания пласта (линия *ВГ*). В этих сечениях параметры процесса сдвижения после его затухания достигают максимальных значений, а векторы смещения точек мульды и их составляющие примерно совпадают с этими плоскостями.

В мульде сдвижения (ее сечениях) различают зоны:

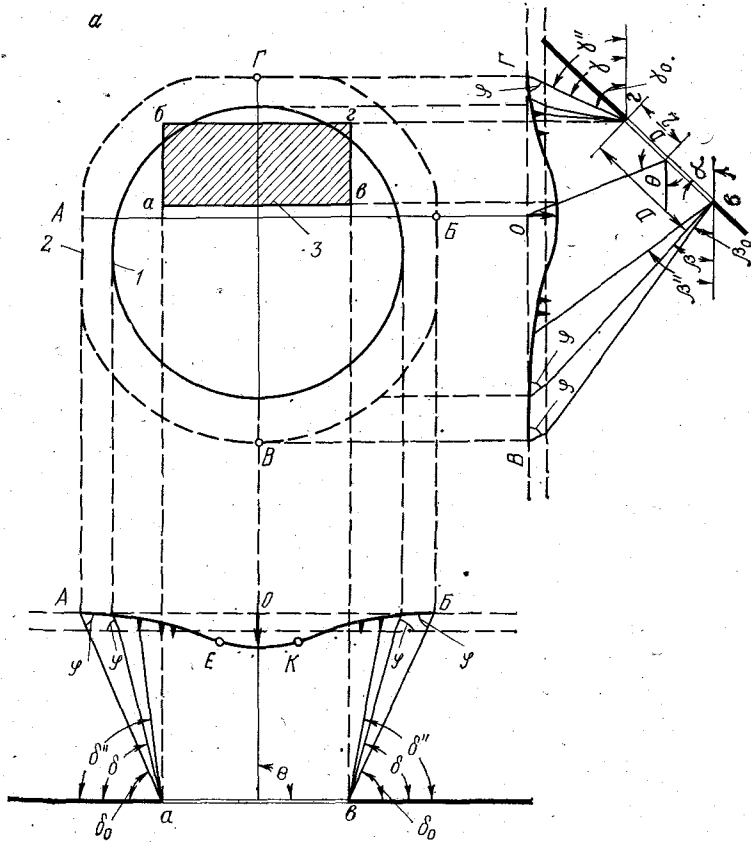
а) о б р у ш е н и я — часть мульды, где на земной поверхности происходит образование воронок, провалов, трещин и террас (за границу этой зоны условно принимают контур, ограниченный трещинами шириной не менее 25 см);

б) т р е щ и н — где происходит разрыв сплошности земной поверхности и образуются трещины (за ее внешнюю границу принимают контур крайних хорошо различимых трещин);

в) п л а в н ы х с д в и ж е н и й — где земная поверхность подверглась сдвигению без разрыва сплошности;

г) «опасных» сдвижений — где возникают деформации, опасные для зданий и сооружений.

В плавной мульде сдвижения различают ее края (АЕ и БК) и дно КЕ. Мульда сдвижения может иметь как вогнутое дно КЕ (рис. 304, а), так и плоское ЕК (рис. 304, б).



Если размеры выработанного пространства на разрезах по простиранию или по падению пласта значительно превышают глубину разработки, то мульда сдвижения имеет плоское дно. Такой случай подработки принято называть полной подработкой. Степень подработки земной поверхности характеризуют коэффициентом подработанности

$$n = \frac{D}{D_0},$$

где D — фактическая длина выработки; D_0 — минимальная длина выработки, при которой возникает полная подработка земной поверхности.

Форма и размеры мульды сдвижения, а также ее расположение относительно выработанного пространства зависят от мощности пласта, угла наклона пласта, размеров выработанного пространства и глубины его залегания.

Площадь мульды сдвижения в проекции на горизонтальную плоскость всегда больше такой же проекции выработанного

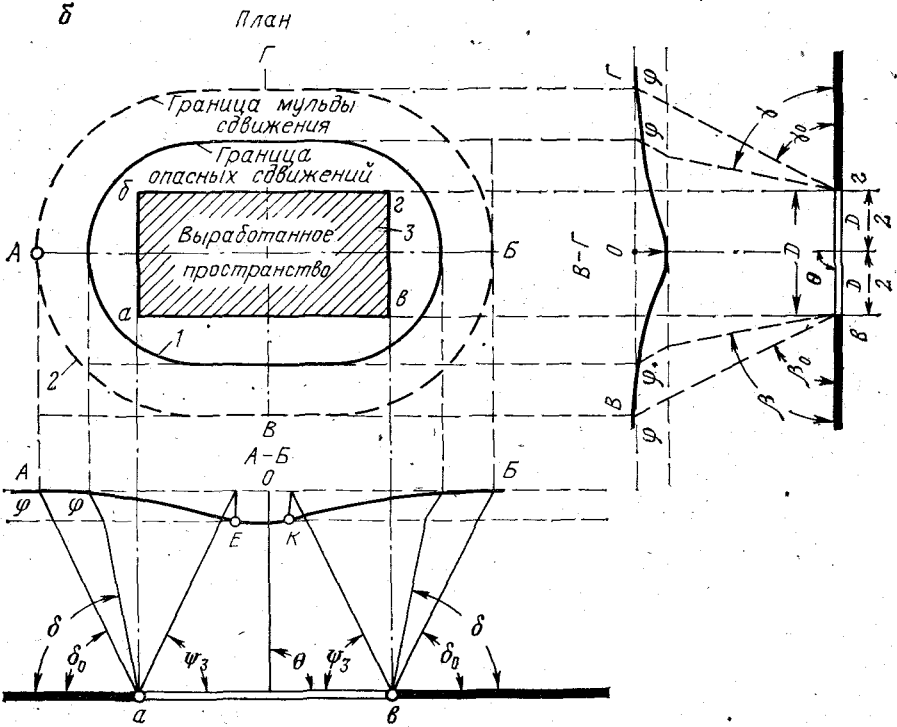


РИС. 304. Мульда сдвижения и ее разрезы:

а — при выемке наклонного пласта; б — при выемке горизонтального пласта; 1 — граница опасных сдвижений; 2 — граница мульды сдвижения; 3 — выработанная площадь

пространства. При горизонтальном залегании пластов границы мульды сдвижения на плане располагаются симметрично по отношению к выработанному пространству. Мульда имеет плавные края. Точка максимального оседания или плоское дно мульды находится над центром выработанной части пласта (рис. 304, б).

При выемке наклонных и крутых пластов угла (рис. 304, а) граница мульды сдвижения со стороны падения пласта смещается в сторону наклона пласта на значительное расстояние от нижней границы очистной выемки. В этом случае проекция мульды сдвижения на горизонтальную плоскость располагается асимметрично по отношению к проекции выработанного пространства на ту же

плоскость. Точка максимального оседания смещается в сторону падения пласта. При крутом падении пласта точка максимального оседания находится примерно над нижней границей очистной выработки. При выемке крутых пластов большой мощности на небольшой глубине с обрушением пород кровли большую часть мульды сдвижения занимают провалы, воронки, террасы и трещины. Плавная часть мульды сдвижения возникает только по краям и имеет небольшие размеры (см. рис. 302, б).

Углы граничные, сдвижения разрывов и полной подработки. Граничные углы β_0 , β_{01} , γ_0 и δ_0 — это внешние относительно выработанного пространства углы на вертикальных разрезах по главным сечениям мульды сдвижения, образованные горизонтальными линиями и линиями, соединяющими границы вырабо-

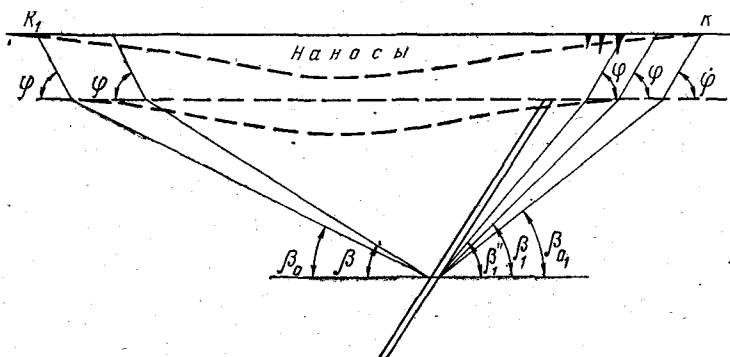


РИС. 305. Схема расположения угловых параметров при крутом падении пласта

танного пространства с граничными точками мульды сдвижения. Граничными точками мульды сдвижения принимаются точки, за пределами которых в сторону неотработанной части пласта растяжения и наклоны не превышают величины $0,5 \cdot 10^{-3}$.

С помощью граничных углов β_0 , γ_0 определяют размеры мульды сдвижения на разрезе по падению пласта, а с помощью угла δ_0 — по простиранию пласта (см. рис. 304, а). Угол β_0 ограничивает зону сдвижения у нижней границы выработанного пространства в породах кровли, угол β_{01} — у нижней границы, но в породах почвы при крутом падении (рис. 305), угол γ_0 — у верхней границы выработанного пространства. Граничные углы используются также при построении целиков под глубокие вертикальные стволы.

В мульде сдвижения принято выделять зону опасных сдвижений. На разрезе вкрест простирания опасную зону сдвижения выделяют с помощью углов сдвижения β , β_1 и γ , на разрезе по простиранию — с помощью угла δ .

Углы сдвижения β , β_1 , γ и δ — внешние относительно выработанного пространства углы, образованные горизонтальными линиями и линиями, соединяющими границы выработки с точ-

ками мульды сдвижения, за пределами которых (в сторону неотработанных частей пласта) величины деформаций не достигают опасных для ответственных зданий. Опасными, или критическими, величинами деформаций принято считать: для наклонов $4 \cdot 10^{-3}$, растяжений (сжатий) $2 \cdot 10^{-3}$, кривизны $0,2 \cdot 10^{-3}$ 1/м.

Углы сдвижения при построениях отсчитывают от горизонтальной линии со стороны неотработанной части пласта в сторону выработанного пространства и откладывают: β — у нижней границы очистной выемки в породах кровли пласта, β_1 — у нижней границы очистной выработки в породах почвы пласта в условиях крутого падения, когда $\alpha > \alpha_{\text{п}}$ (где $\alpha_{\text{п}}$ — предельное значение угла наклона α , при котором возникает сползание пород почвы пласта), γ — у верхней границы очистной выемки и δ — по простиранию пласта. Углы сдвижения используются также для построения предохранительных целиков.

При незначительных глубинах горных пород, большой мощности вынимаемых пластов крутого залегания в мульде сдвижения образуются провалы, террасы, трещины, составляющие зону обрушения. Границы зоны обрушения определяются с помощью углов разрывов β'' , β_1'' , γ'' и δ'' . Углы разрывов, так же как и углы сдвижения, — внешние относительно выработанного пространства углы, образованные горизонтальными линиями и линиями, соединяющими границы очистной выработки на разрезах вкрест простирания и по простиранию пласта с крайними трещинами на краях мульды сдвижения.

Углы разрывов строят у границ выработок аналогично построению углов сдвижения. Углы разрывов используют также для построения предохранительных целиков под водоемы.

Кроме перечисленных трех углов (граничных, сдвижения и разрывов) для определения местоположения характерных точек в главных сечениях мульды пользуются еще углами θ , ψ_1 , ψ_2 , ψ_3 . Угол θ определяет на разрезах при неполной подработке земной поверхности точку в мульде с максимальным оседанием. На рис. 304, а, б показано получение таких точек по главным сечениям мульды, для чего из середины очистных выработок отложены величины углов θ от линии горизонта (на разрезе вкрест простирания со стороны падения пласта), и проведены линии до пересечения с линией земной поверхности — точки «о».

ψ_1 , ψ_2 , ψ_3 — углы полной подработки (полных сдвижений) — это внутренние относительно выработанного пространства углы, образованные линиями, соединяющими границы плоского дна мульды с границами очистной выработки и плоскостью пласта в главных сечениях мульды. С помощью углов ψ_1 , ψ_2 определяют размер плоского дна мульды на разрезе по падению пласта. При этом угол ψ_1 откладывается у нижней границы очистной выработки, ψ_2 — у верхней, а с помощью угла ψ_3 — на разрезе по простиранию пласта. Если линии, проведенные под углами ψ_1 , ψ_2 на разрезе по падению и ψ_3 на разрезе по простиранию, пересе-

күтса ниже земной поверхности, то в мульде будет отсутствовать плоское дно.

Величины рассмотренных нами углов зависят главным образом от угла наклона пласта, физико-механических свойств горных пород и ранее проведенных горных работ (подработанности толщи). Значения угловых параметров для различных угольных бассейнов страны, полученные инструментальными наблюдениями, приводятся в «Правилах охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях» (в дальнейшем будем называть «Правилами охраны») и «Справочнике по маркшейдерскому делу» (в дальнейшем будем называть «Справочник»).

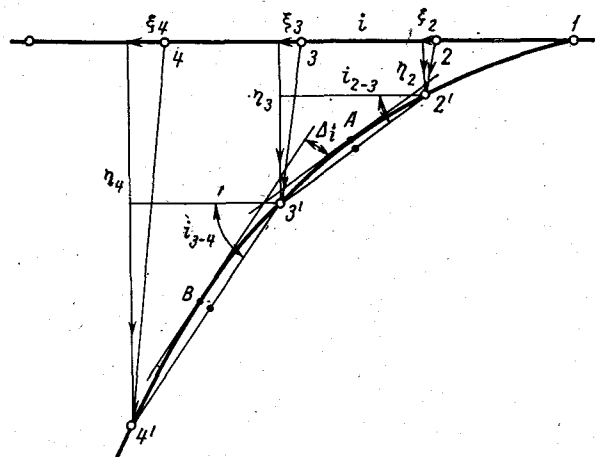


РИС. 306. Деформации мульды сдвижения

Деформации в главных сечениях мульды сдвижения. Наблюдения за сдвижением отдельных точек мульды показали, что их перемещения происходят по сложным траекториям и векторам. Полный вектор смещения отдельных точек мульды сдвижения может быть разложен на три составляющие: вертикальную η , горизонтальную ξ и перпендикулярную к плоскости сечения φ . Последняя составляющая в главных сечениях мала по величине и практически редко используется.

Возьмем на участке земной поверхности до его подработки точки 1, 2, 3, 4 (рис. 306). После подработки и затухания процесса сдвижения эти точки займут положения 2', 3', 4'. Тогда отрезки 2—2', 3—3' и 4—4' и будут векторами сдвижения соответствующих точек мульды, а η_2, η_3, η_4 — вертикальными (оседания) и ξ_2, ξ_3, ξ_4 — горизонтальными (сдвигения) составляющими этих векторов.

По своей величине векторы сдвижения для различных точек мульды не одинаковы. Вследствие этого и составляющие векторов

оседания и горизонтальных сдвижений в разных точках будут иметь разную величину.

Неравномерность распределения величин η и ξ в различных точках мульды сдвижения приводит к появлению вертикальных деформаций наклонов i и кривизны K и горизонтальных растяжений, сжатий ϵ .

Рассмотрим вертикальные деформации. Неравномерность оседаний точек мульды сдвижения создает различные наклоны ее отдельных участков. Наклон интервала между точками 2—3 выражается в относительной мере и определяется из выражения

$$i_{2-3} = \frac{[\eta_3 - \eta_2]}{l_{2-3}} 10^{-3}.$$

Получаемое значение наклона i_{2-3} является средним значением для отрезка 2—3, поэтому относится к середине интервала. Наклон i_{2-3} равен также тангенсу угла наклона касательной к кривой оседания в точке A , т. е. характеризуется еще как производная от функции оседаний $\eta = f(x)$. Наклоны в сторону восстания пласта и по простиранию принимаются положительными, в сторону падения и в противоположную сторону простирания — отрицательными.

Неравномерность наклонов отдельных участков мульды приводит к образованию кривизны K . На рис. 306 для интервалов 2—3 и 3—4 разность углов наклона Δi для касательных, проведенных к середине интервалов в точках A и B , будет равна

$$\Delta i = i_{3'-4'} - i_{3'-2'}.$$

Средняя кривизна ($1/m$) в точке $3'$ определяется из выражения

$$K_{3'} = \frac{\Delta i}{l'} = \frac{i_{3'-4'} - i_{3'-2'}}{\frac{1}{2}(l_{3-4} + l_{3-2})}.$$

Радиус кривизны (m) в точке $3'$

$$R_{3'} = \frac{1}{K_{3'}}.$$

Кривизна является первой производной функции наклонов $\frac{di}{dx}$ или второй производной функции оседаний $\frac{d^2\eta}{dx^2}$.

На участках мульды с выпуклостью, обращенной вверх, кривизна и радиус кривизны считаются положительными, на участках с выпуклостью, обращенной вниз, — отрицательными.

Перейдем к рассмотрению горизонтальных деформаций. Вследствие неперпендикулярности оседаний точек мульды сдвижения возникают их горизонтальные сдвижения, которые по своей величине неодинаковы. Горизонтальные расстояния между точками мульды сдвижения могут уменьшаться или увеличиваться. В первом

случае рассматриваемый интервал мульды претерпел деформацию сжатия, во втором — растяжения. Сжатия наблюдаются в средней части мульды и обозначаются знаком минус, растяжения — на ее краях и обозначаются знаком плюс. Величина горизонтальной деформации выражается в относительной мере и определяется, например, для интервала 2—3 из выражения

$$\varepsilon_{2-3} = \frac{l_{2'-3'} - l_{2-3}}{l_{2-3}} \cdot 10^{-3};$$

где l_{2-3} и $l_{2'-3'}$ — горизонтальные расстояния между двумя соседними точками до и после их подработки, м.

Величины ε , так же как и наклоны i , являются средними, поэтому относятся к точке середины интервала. Горизонтальные деформации являются производными от горизонтальных сдвижений.

Необходимо отметить, что равномерные оседания и горизонтальные сдвижения не всегда являются опасными. Более опасными являются деформации i , K и ε . Так, наклоны i наиболее опасны для высоких объектов с малой площадью основания (телевышки, дымогорные трубы, водонапорные башни), горизонтальные деформации опасны для трубопроводов и железных дорог, а кривизна — для зданий больших размеров и т. д.

Вид графиков распределения сдвижений и деформаций в мульде сдвижения зависит от многих горно-геологических факторов. Главными из них являются мощность пласта, глубина разработки, угол наклона пласта, физико-механические свойства толщи пород, системы разработки и др.

В результате продолжительных натурных и лабораторных исследований процесса сдвижения, были составлены осредненные графики сдвижений и деформаций в зависимости от величины угла α наклона пласта. На рис. 307, б представлены графики η , ξ , i , K и ε на разрезе по простиранию пласта (и горизонтальном залегании) при полной подработке земной поверхности. На рис. 307, а показаны графики тех же величин, но при наклонном залегании пласта и при неполной подработке земной поверхности.

При горизонтальном залегании пласта (а также на разрезе по простиранию) графики распределения η , ξ , i , K , ε имеют симметричный вид в отношении точки максимального оседания или границ плоского дна мульды (при полной подработке). В точке перегиба кривой оседаний E (E'), расположенной примерно над границей выработки, величины K и ε равны нулю, а наклоны и горизонтальные сдвижения имеют максимальное значение.

Максимальные положительные величины ε и K находятся в середине между точками перегиба кривой оседаний (точка E) и краем мульды сдвижения. Плоское дно мульды сдвижения или точка с максимальным оседанием находится над центром выработки. В плоском дне мульды отсутствуют горизонтальные сдви-

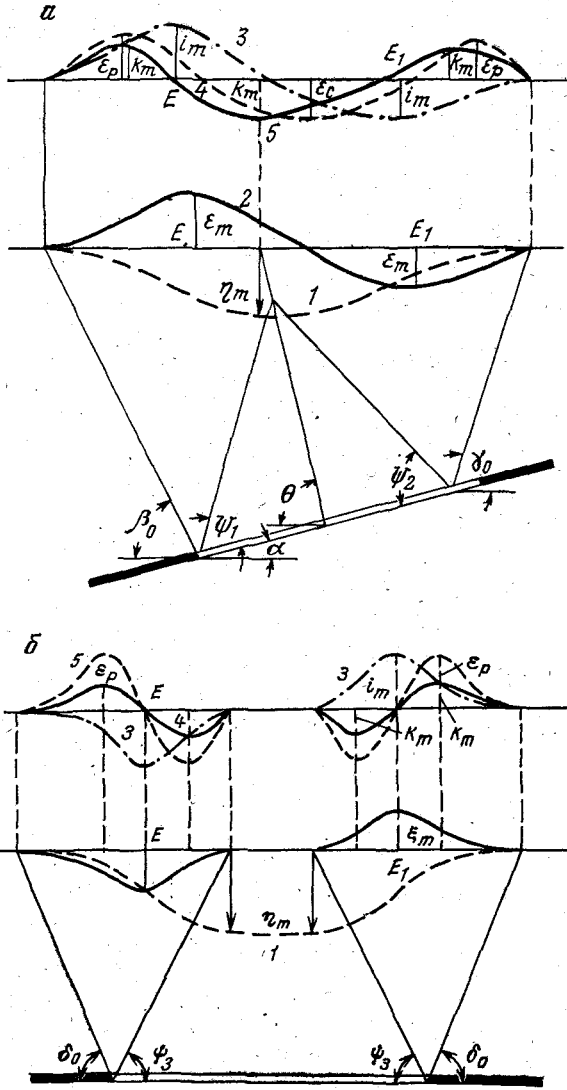


РИС. 307. Кривые смещений и деформаций мульды сдвижения:

a — при неполной подработке; *б* — при полной подработке; 1 — вертикальные оседания; 2 — горизонтальные сдвигения; 3 — наклоны; 4 — кривизна; 5 — горизонтальные деформации (растяжения, сжатия)

жения, вертикальные и горизонтальные деформации. При неполной подработке максимальные отрицательные величины ϵ и K находятся в центральной части мульды, а точка максимального оседания совпадает с точкой нулевых значений. При пологом залегании пласта и неполной разработке на разрезе вкрест простирания пласта мульда имеет асимметричную форму вследствие смещения ее границы по падению пласта в сторону его наклона. Точка максимального оседания и перегиба кривой η также смещается в сторону наклона пласта. Точка нулевых значений ξ не совпадает с точкой максимального оседания.

С увеличением угла наклона пласта точка максимального оседания приближается к нижней границе выработки. Размеры зоны положительных горизонтальных сдвижений и горизонтальных деформаций со стороны падения пласта значительно превышают размеры этих зон со стороны восстания пласта. Величина максимальных значений ξ в 1,3—1,5 раза превышает величину максимального оседания.

При крутом падении пластов и незначительной глубине работ на земной поверхности возможно появление трещин и провалов. Зона плавных сдвижений и деформаций в этих случаях имеет небольшие размеры у краев мульды.

Общая продолжительность процесса сдвижения и периода опасных деформаций. Под общей продолжительностью процесса сдвижения земной поверхности под влиянием горных разработок считают период, в течение которого в зоне и мульде сдвижения наблюдаются сдвижения и деформации. За начало процесса сдвижения принимается время, когда оседания точек в мульде достигают 15 мм (больше погрешности измерений).

Процесс сдвижения считается законченным тогда, когда оседание точек в мульде за последние шесть месяцев не превышает величины 30 мм. Значение величины общей продолжительности процесса сдвижения дает возможность правильно определять сроки застройки подработанных площадей, намечать сроки начала капитального ремонта зданий после их подработки и др. Сдвижение земной поверхности во времени протекает неравномерно, в связи с чем различают начальную стадию, активную и стадию затухания. Активная стадия процесса сдвижения характеризуется значительными скоростями оседаний точек земной поверхности (при пологом падении более 50 мм, а при крутом более 30 мм в месяц). На период этой стадии процесса приходится 85—90% всей величины общего оседания точек земной поверхности и развития максимальных значений деформаций. В связи с этим в период активной стадии должны производиться усиленные наблюдения и контроль за состоянием подработываемых сооружений. Общая продолжительность процесса сдвижения и ее активной стадии весьма различна для отдельных угольных бассейнов. Установлено, что она зависит от многих факторов, в том числе глубины разработки, мощности вынимаемых

пластов, скорости подвигания очистных работ. Сведения об общей продолжительности процесса сдвижения и ее активной стадии для отдельных бассейнов приведены в Правилах охраны и Справочнике по маркшейдерскому делу.

§ 198. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА РАЗВИТИЕ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Сдвигение толщи горных пород и земной поверхности, вызванное подземными горными разработками, зависит от многих факторов, основными из них являются: физико-механические свойства горных пород, геологическое строение толщи, гидрогеологические условия, тектонические нарушения (сбросы, трещины, складчатость), мощность залежи, глубина разработки, система разработки (размеры очистных выработок, полнота выемки, управление кровлей), скорость подвигания очистных работ, нарушенность толщи ранее проведенными горными выработками, мощность наносов, рельеф земной поверхности. Учитывая тесную связь между отдельными факторами в характере влияния на процесс сдвижения, будем рассматривать некоторые из них совместно.

Основными физико-механическими свойствами горных пород являются: прочность, сопротивление деформациям растяжения, сжатия, изгиба. Песчаники, известняки и другие горные породы, обладая этими свойствами и слагая толщу вмещающих угольные пласты пород, способствуют развитию процесса обрушения, особенно когда составляют непосредственную кровлю пласта.

В слабых породах с пластическими свойствами (аргиллиты, глины) процесс сдвижения протекает более плавно в форме прогиба. Крепкие сцементированные породы, слагающие толщу значительной мощности, способствуют появлению явлений зависания пород, увеличению продолжительности процесса сдвижения и зон опорного давления, а при повторных подработках — активизации процесса сдвижения. При прочих равных условиях величина оседаний будет меньше, если в толще преобладают крепкие породы, и больше, если толщу слагают слабые породы с пластическими свойствами. Соответственно углы сдвижения в первом случае будут более крутыми, во втором — более пологими (меньшими по величине). Чередуемость пород в толще сказывается на проявлении процесса сдвижения на земной поверхности. Если породы непосредственной кровли пласта крепкие и значительной мощности, а выше залегают породы с пластическими свойствами, тогда до земной поверхности не будут распространяться трещины, возникающие при обрушении непосредственной кровли, и наоборот, крепкие породы, залегающие в непосредственной близости от наносов, будут способствовать проявлению

трещин. При крутом падении пород чередуемость слабых пород с крепкими способствует явлению сползания, подвижек пород и появлению на земной поверхности ступенек, трещин.

Обводненность толщи пород способствует увеличению пластических свойств пород, следовательно, сдвигению пород в форме прогиба и выполаживанию углов сдвижения. Дренажное водоснабжение горными породами дополнительно увеличивает величину оседания.

Тектонические нарушения — трещиноватость, плоскости сбросов, представляющие собой поверхности ослабления массива горных пород, могут существенно оказывать влияние на развитие процесса сдвижения и величину углов сдвижения. Вдоль этих поверхностей часто развивается процесс сдвижения, а это ведет к искажению величин углов сдвижения. При выходе под наносы тектонические нарушения и сбросы могут способствовать появлению на земной поверхности (в мульде) трещин, разрывов, ступенек. Часто тектонические нарушения являются причиной дополнительных притоков воды в горные выработки из подрабатываемых водоемов.

Угол падения пласта α , как уже отмечалось в предыдущем параграфе, оказывает большое влияние на форму и размеры мульды сдвижения, вид графиков сдвижений и деформаций, величины углов сдвижения, разрыва, полной подработки, оседаний и горизонтальных сдвижений. Между величиной угла α и перечисленными параметрами существует тесная связь, поэтому угол падения является одним из основных факторов в развитии процесса сдвижения.

Внимательная мощность пласта m и глубина разработки H являются наиболее важными факторами, влияющими на развитие процесса сдвижения. От мощности пласта зависит интенсивность развития процесса сдвижения, его форма, величина оседания. При прочих равных условиях чем больше мощность пласта, тем больше величина оседаний и деформаций, больше размеры зоны обрушений и нормально секущих трещин.

Чем больше глубина разработки, тем меньше величины сдвижений и деформаций, но тем больше размеры мульды сдвижения и продолжительность процесса сдвижения.

Система разработки влияет на процесс сдвижения размерами очистных выработок, величиной оставляемых целиков, способов управления кровлей.

Сплошные системы разработки с большими размерами лав, малыми размерами межлавных целиков, а также с управлением кровли частичной закладкой способствуют равномерному, плавному развитию процесса сдвижения и образованию в мульде сдвижения плоского дна. Значительные по размерам межлавные целики при незначительных глубинах разработки, а также системы длинных столбов по простиранию могут вызвать неравномерность оседаний, а иногда и разломы в вышележащей толще.

Применение полной закладки является наиболее радикальным средством снижения величин оседаний и деформаций. Частичная закладка выработанного пространства существенного влияния на величину оседаний не оказывает, но способствует развитию плавных сдвижений.

Скорость подвигания очистных забоев. Наблюдениями установлено, что равномерное подвигание забоя обуславливает и более равномерное протекание сдвижений. Величина угла δ (сдвижения) и край мульды сдвижения в сторону движения забоя получаются несколько более пологими, чем над разрезной печью. Скорость протекания сдвижений при малой и средней глубине разработки при прочих равных условиях связана прямой зависимостью со скоростью подвигания забоев. При больших глубинах работ скорость подвигания мало сказывается на скорости развития процесса сдвижения.

Нарушенность толщи пород ранее проведенными горными работами существенно отражается на развитии процесса сдвижения при повторных ее подработках. В этих случаях процесс сдвижения как бы активизируется. Параметры, характеризующие процесс сдвижения, отличаются от параметров при первичной подработке. Так, величины оседания и деформации получаются несколько большими благодаря ликвидации зависаний пород после первичной подработки, углы сдвижения меньшими (примерно на 5°), продолжительность процесса сдвижения сокращается.

Мощность наносов. Значительные по мощности наносы смягчают неравномерность сдвижений и деформаций, уменьшают вероятность появления трещин в мульде сдвижения. Углы сдвижения в наносах более пологие, чем в коренных породах при горизонтальном залегании пластов. Подработка сооружений (особенно водоемов) проходит более благоприятно при значительной мощности наносов.

Рельеф местности сказывается на развитии процесса сдвижения земной поверхности, особенно при подработке крутых склонов в холмистых районах. В этих случаях на крутых склонах появляются так называемые заколы, т. е. резко выраженные глубокие трещины. Заколы отделяют нижнюю часть склона от верхней, причем нижняя часть получает значительное смещение.

Г л а в а XXVI
МАРКШЕЙДЕРСКИЕ НАБЛЮДЕНИЯ
ЗА СДВИЖЕНИЕМ ТОЛЩИ ГОРНЫХ ПОРОД,
ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ
И ЗА ПОДРАБАТЫВАЕМЫМИ ОБЪЕКТАМИ

§ 199. СПОСОБЫ ИЗУЧЕНИЯ ПРОЦЕССА
СДВИЖЕНИЯ ТОЛЩИ ГОРНЫХ ПОРОД

Процесс сдвижения толщи горных пород и земной поверхности изучают в натуре путем инструментальных наблюдений, на моделях главным образом из эквивалентных материалов (лабораторный способ) и путем проведения теоретических исследований.

При изучении процесса сдвижения горных пород непосредственно в натуре, т. е. в районе горных разработок, на исследуемом участке закладывают наблюдательную станцию с большим числом реперов. Чаще такую наблюдательную станцию закладывают на земной поверхности. Путем геометрических измерений, которые производят систематически, следят за положением реперов станции во времени и пространстве. Сопоставляя наблюдаемые смещения реперов с произведенными горными работами, устанавливают необходимые закономерности развития процесса сдвижения. Более подробно методика натурных инструментальных наблюдений процесса сдвижения горных пород и земной поверхности рассматривается в последующих параграфах. Результаты натурных наблюдений дают достоверный материал для понимания процесса сдвижения горных пород, однако проведение таких наблюдений требует длительного времени. Кроме того, в натуре трудно найти условия для изучения отдельных сторон процесса, а результаты наблюдений не всегда пригодны для других горно-геологических условий.

При изучении процесса сдвижения горных пород в лабораторных условиях создают плоские и объемные модели исследуемого участка, на которых имитируют выемку полезного ископаемого и вызываемый ею процесс сдвижения. Этот метод предложен д-ром техн. наук Г. Н. Кузнецовым. В основу каждой модели берут определенный геологический разрез, для основных горных пород которого предварительно определяют физико-механические свойства. Задавая масштаб модели, подбирают материалы, механические свойства которых были бы эквивалентны одноименным свойствам пород природы. Показатели механических свойств материалов модели определяют по формуле Г. Н. Кузнецова, вытекающей из общего закона подобия Ньютона,

$$N_m = \frac{l}{L} \frac{\gamma_m}{\gamma_n} N_n$$

где N_m — определяемая механическая характеристика (сопротивление сжатию, изгибу и т. п.) эквивалентного материала модели; N_n — соответствующая характеристика пород природы; γ_m, γ_n — плотности материалов соответственно модели и пород природы, кг/см^3 ; $\frac{l}{L}$ — масштаб модели.

Из подобранных эквивалентных материалов создают модель на специальном стенде (рис. 308). Затем из модели вынимают намеченную часть «месторождения» (пласта), образуя «выработан-

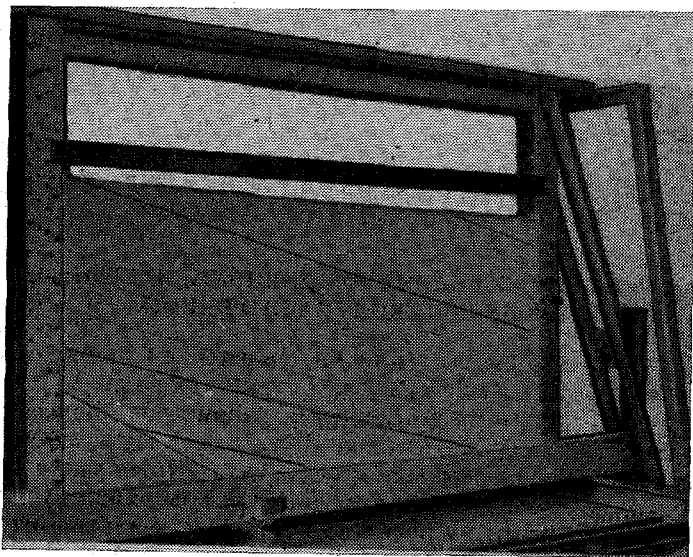


РИС. 308. Испытательный стенд и модель из эквивалентных материалов

ное пространство». В окружающей толще пород модели начинает развиваться процесс сдвижения, за которым ведут наблюдения и измерения с помощью специальных приборов. В таких моделях изучают не только качественную, но и некоторую количественную сторону процесса сдвижения толщи горных пород. Лабораторный способ изучения процесса сдвижения толщи горных пород может дать хорошие результаты при совместном изучении этого процесса со способом натуральных наблюдений на наблюдательных станциях. Достоинствами этого способа являются сравнительно малые трудоемкость и затраты времени на исследование; безопасность проведения эксперимента, возможность всестороннего изучения процесса сдвижения толщи горных пород и земной поверхности.

Теоретические исследования процесса сдвижения проводятся в двух направлениях: 1) с целью установления, исходя из физической сущности этого процесса, аналитических зависимостей

между количественной стороной параметров процесса сдвижения и заданными горно-геологическими условиями; 2) с целью разработки эмпирических способов расчета параметров процесса сдвижения, вытекающих из обработки материалов натуральных и лабораторных исследований.

Первое направление теоретических исследований несмотря на попытки применения различных теорий и положений физико-математических наук (теории упругости, пластичности, механики сплошной среды и др.) пока не дало результатов, пригодных для использования на практике. Основными причинами, препятствующими завершению исследований этого направления, являются многочисленность и неоднородность факторов, определяющих качественную и количественную стороны процесса сдвижения горных пород, а также ограниченность наших знаний о структуре и физико-механических свойствах горных пород на разных глубинах.

Результаты исследований второго направления используются на практике, и они рассмотрены в гл. XXVII.

§ 200. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫХ МАРКШЕЙДЕРСКИХ НАБЛЮДЕНИЯХ

Маркшейдерские наблюдения за сдвижением земной поверхности и за подрабатываемыми объектами проводятся с целью: определения и дальнейшего уточнения параметров процесса сдвижения (см. § 197), фиксирования вида и величин деформаций, возникающих в подрабатываемых объектах, установления взаимосвязи между деформациями грунта (земной поверхности) и деформациями сооружений, определения степени фильтрации воды в горные выработки при подработке водоемов и др.

Результаты наблюдений используются: при установлении и выборе мер охраны зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния горных разработок, при построении предохранительных целиков под объекты, при установлении и выборе рациональных способов разработки залежей (пластов) под объектами, обеспечивающими минимальные потери полезного ископаемого, при разработке методов расчета прогнозируемых величин сдвижений и деформаций и др.

Маркшейдерские наблюдения за сдвижением земной поверхности и за подрабатываемыми объектами производятся на так называемых наблюдательных станциях (рис. 309). Под наблюдательной станцией понимают сеть реперов, заложенных на земной поверхности над проектируемыми горными работами в почве (грунте), в фундаментах (цоколях) зданий или объектах — трубопроводах, рельсах железных дорог, технологическом оборудовании. Наблюдательные станции закладываются также в горных выработках. Реперы в грунте обычно располагают в определенном порядке по профильным линиям главных сечений мульды

На геологических разрезах по профильным линиям реперов вкрест и по простиранию пласта показываются реперы наблюдательной станции, границы наносов, структурная колонка толщ пород, пласты, действующие и проектируемые горные выработки, тектонические нарушения.

В объяснительной записке указывается цель наблюдений и излагаются: краткая геологическая характеристика участка шахтного поля, на котором намечается закладка наблюдательной станции, приводятся расчеты длин профильных линий реперов, места их закладки, длина интервалов между реперами, конструкция реперов и способы их закладки, число реперов и количество потребных материалов, способ привязки реперов к существующей

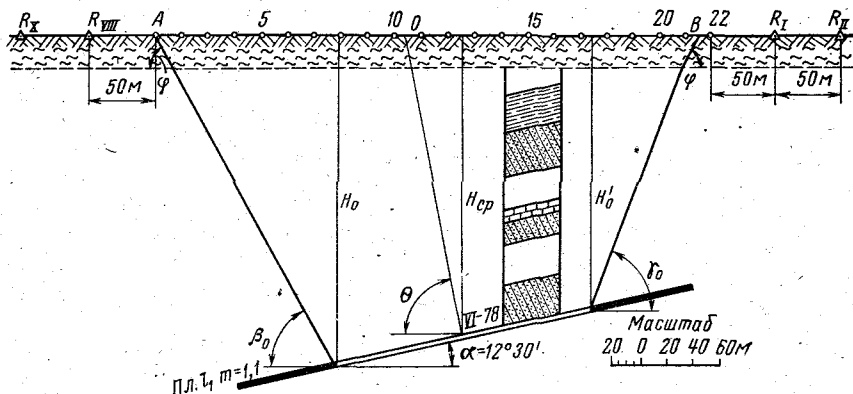


РИС. 311. Графический расчет длины профильной линии вкрест простирания пласта

геодезической сети, методика наблюдений, характеристика инструментов для наблюдений и сроки производства наблюдений.

Размеры наблюдательной станции определяются числом профильных линий и их длиной. Число профильных линий, размещение их на местности и длина зависят от горно-геологических условий рельефа. Инструкцией по наблюдениям за сдвижением рекомендуется закладывать не менее двух профильных линий реперов вкрест простирания и одной по простиранию пласта.

Длину профильных линий вкрест простирания пласта определяют графически. Для этого строят разрез вкрест простирания залежи (пласта) с указанием границ проектируемой лавы (рис. 311). От нижней и верхней границы проектируемой лавы проводят прямые соответственно под углами β_0 и γ_0 до встречи с наносами, а в наносах продолжают их под углами сдвига в наносах φ до встречи с земной поверхностью. Точки A и B пересечения земной поверхности с построенными прямыми являются границами предполагаемой мульды сдвига. Участок AB определяет «рабочую» часть профильной линии. На каждой профильной

линии закладывают не менее трех опорных реперов (два на одном конце с расстоянием 50 м и один на другом), находящихся вне зоны сдвижения. В неблагоприятных случаях допускается закладка двух опорных реперов с одной стороны профильной линии.

Величины граничных углов сдвижения β_0 и γ_0 выбираются из Правил охраны или Справочника по маркшейдерскому делу.

Длина профильной линии по простиранию пласта определяется следующим образом. На разрезе по простиранию (рис. 312) из точки C предполагаемой остановки или начала работ в забое (предохранительный целик, граница отработки лавы, разрезная печь) в коренных породах и далее в наносах под углом φ до выхода на земную поверхность (точка D) проводится линия под углом δ_0 . После этого проектируют точку C на земную поверхность

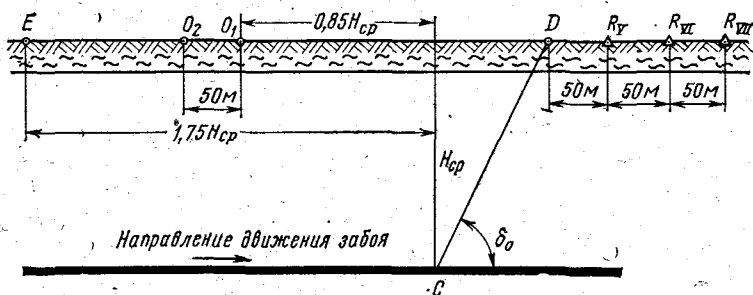


РИС. 312. Графический расчет профильной линии по простиранию пласта

(точка C') и от нее в сторону ведения очистных работ откладывают расстояние, равное $1,75 H_{cp}$, где $H_{cp} = \frac{H_0 + H'_0}{2}$.

Рабочая часть профильной линии определится отрезком DE . Ближайшая к точке C профильная линия вкрест простирания закладывается на расстоянии D .

При закладке наблюдательной станции впереди движущегося забоя лавы первая профильная линия вкрест простирания должна отстоять от линии забоя, пополненной на дату первого наблюдения на станции, на расстояние D , определяемое из выражения $D = H_{cp} \operatorname{ctg} \delta_0$, но не менее $0,85 H_{cp}$.

Расстояние от первой профильной линии до второй должно быть не более 50 м (точка O_2).

Положение профильной линии, закладываемой по простиранию пласта, определяется с помощью разреза вкрест простирания пласта (см. рис. 311). Для этого из середины очистной выработки проводится линия под углом Θ , к горизонту со стороны падения пласта до пересечения с поверхностью земли — точка O . Через точку O и должна проходить профильная линия по простиранию. Величина угла Θ приведена в Правилах охраны и Справочнике по маркшейдерскому делу.

Расстояние между рабочими реперами на отрезках рабочей части профильных линий зависит от глубины разработок. Для глубин до 50, 50—100, 100—200, 200—300, 300—400 и более 400 м расстояние между рабочими реперами принимается согласно инструкции равным соответственно 5, 10, 15, 20, 25 и 30 м.

Разбивка наблюдательной станции производится инструментально от маркшейдерской опорной сети пунктов на поверхности. При этом для определения на местности опорных реперов используется нолярный способ. Подготовка данных для разбивки может быть произведена с плана наблюдательной станции графически. Места закладки реперов отмечаются колышками, которые устанавливаются в створе. Отклонение от створа не должно превышать 5 см.

Конструкция реперов и способ их закладки в грунте должны обеспечить: удобство измерений в горизонтальной и вертикальной плоскостях, прочную связь репера с грунтом, надежную сохранность реперов на весь срок службы станции, простоту конструкции репера, допускающую изготовление в местных условиях.

В целях предупреждения от механических повреждений рекомендуется реперы закладывать ниже поверхности земли на 25—35 см. Для изготовления реперов можно использовать металлические стержни, обрезки рельсов, металлические трубы диаметром 25—30 мм. Каждый репер должен быть с одного конца заточен на полусферу и в центре полусферы высверлено отверстие глубиной 5 мм и диаметром 1,0—1,5 мм.

На рис. 313 показаны конструкции грунтовых и ственных реперов. Одновременно с закладкой реперов наблюдательной станции необходимо заложить не менее трех исходных реперов на площадках, не подверженных влиянию горных разработок. От исходных реперов производится контроль неподвижности опорных реперов.

Кратковременные наблюдательные станции обычно закладываются на площадках, расположенных впереди работающих лав, когда забой удалился от разрезной печи на расстояние не менее чем $1,4H_{cp}$. Такая станция состоит из одной профильной линии по простиранию пласта. Определение длины этой линии aE показано на рис. 314. Здесь точка A — положение очистного забоя на дату первого наблюдения на станции, $AB = ab$ — проектируемое продвижение забоя за все время наблюдений. Местоположение профильной линии и расстояние между реперами определяют так же, как для рядовой станции. Реперами для кратковременных станций обычно служат обрезки рельсов, газовых труб, железных стержней, а иногда деревянные кольца длиной 60—70 см.

Специальные наблюдательные станции закладываются для изучения смещений при подработке жилых, гражданских и общественных зданий, промышленных сооружений (заводских цехов, обогатительных фабрик, электростанций), подземных трубопроводов (газопроводов, водопроводов, нефтепроводов), маги

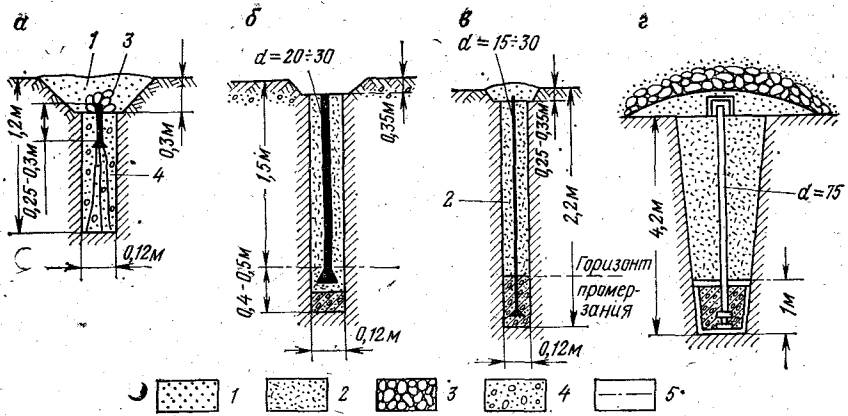


РИС. 313. Реперы, применяемые при закладке наблюдательных станций: на шахтах Донецкого (а), Кузнецкого бассейнов (б), Урала (в), Воркутинского месторождения (с); 1 — грунт; 2 — уплотненный грунт; 3 — камни; 4 — бетон; 5 — горизонт промерзания

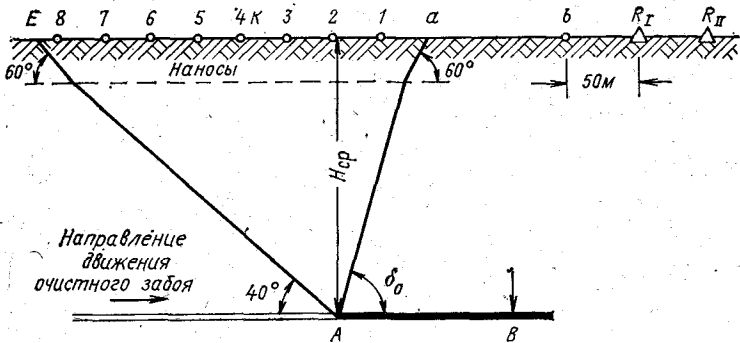


РИС. 314. Графический расчет профильной линии по простиранию станции кратковременных наблюдений

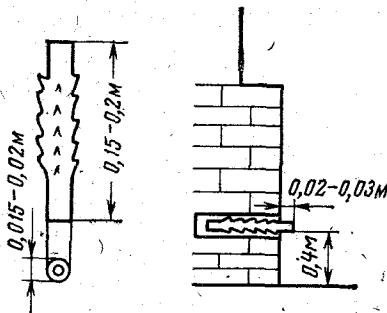


РИС. 315. Стенной репер

стральных железных дорог, водных объектов, вертикальных и наклонных стволов, главных горных выработок и др.

Схемы специальных наблюдательных станций зависят от конструкции объекта и поставленных целей наблюдений. Рассмотрим некоторые из них. При подработке жилых, общественных зданий (больниц, театров, клубов, школ и др.) и промышленных зданий заводского типа (цехов, фабрик, холодильников и др.) наблюдательные станции состоят из реперов, закладываемых в грунте по линиям вкрест простирания и простиранию пласта, линий, параллельных стенам зданий на расстоянии 1,5—2 м от них, а также в фундаментах (цоколях) зданий (см. рис. 310). Стенные реперы рекомендуются закладывать по всему периметру здания через 4—10 м. В коротких стенах закладывается не менее трех реперов согласно инструкции.

Стенной репер (рис. 315) представляет собой металлический круглый стержень диаметром 25—30 мм, длиной до 200 мм. С одного конца стержень должен быть заершен. Для закладки репера в фундаменте пробуривается отверстие, которое после промывки водой заполняется раствором цемента (одна часть) с чистым песком (две части). Репер вдавливается в раствор так, чтобы выступал из стены на 40—50 мм. Против каждого стенового репера закладываются грунтовые в 1,5—2 м от стены.

В технологическом оборудовании (станках, подкрановых путях — рельсах, агрегатах и др.) промышленных предприятий должны быть намечены места (в виде насечек, кернов), где необходимо производить измерения расстояний, нивелировки и другие обследования.

При подработке железных дорог и трубопроводов грунтовые реперы закладываются параллельно оси объекта. Для наблюдения за состоянием самих объектов намечаются метки, керны в характерных местах рельсов, трубопроводов. Рекомендуется трубопроводы вскрывать колодцами в характерных точках мульды сдвига (на краях и с максимумами растяжений и сжатий) у сварных стыков. При этом с каждой стороны сварного стыка необходимо приваривать гвозди для измерения напряжений в трубопроводе.

Для изучения влияния сдвига толщ горных пород на горные выработки (штреки, квершлагги, стволы), а также на подрабатываемые и надрабатываемые пласты рекомендуется закладывать подземные наблюдательные станции. Местами закладки таких станций являются лавы, бутовые штреки, горные выработки, глубинные скважины (рис. 316, а, б). В лавах и бутовых штреках реперы закладываются парами в почве и кровле на одной отвесной линии. В других горных выработках реперы закладываются звеньями по периметру выработки: в кровле, почве и боках в одной плоскости. Расстояние между звеньями рекомендуется брать равным от 2 до 10 м. Реперы подземных наблюдательных станций представляют собой маркшейдерские точки, забитые

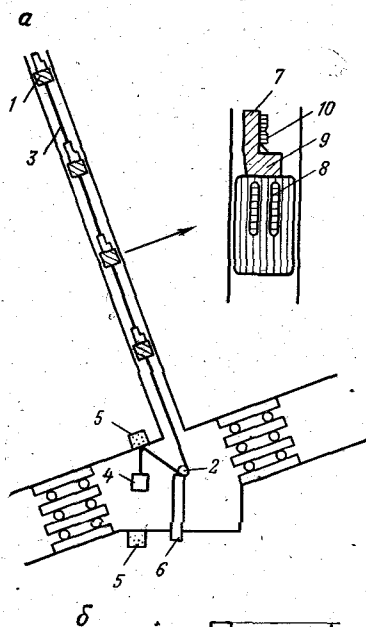
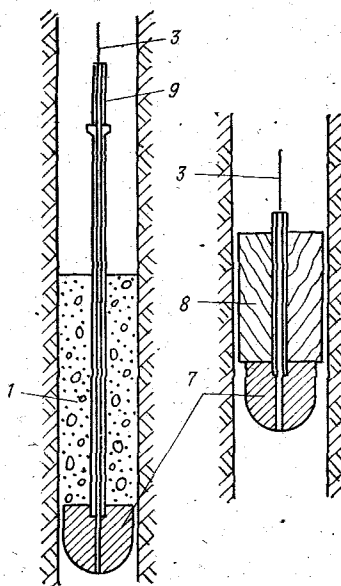
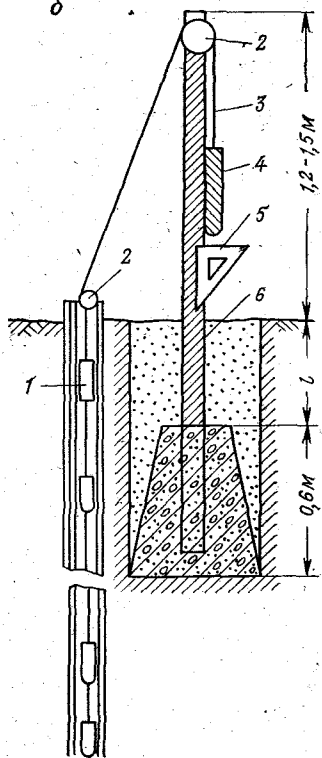


РИС. 316. Закладка глубинных реперов в скважине:

a — из лавы; *б* — с земной поверхности; 1 — глубинные реперы; 2 — блоки; 3 — проволоки; 4 — грузы; 5 — постоянные реперы (треугольники); 6 — рамы; 7 — головки репера; 8 — пробки; 9 — клинья (трубки); 10 — зажим



в деревянные чопы пробуренных скважин. В скважинах, пробуренных в толще пород, закладываются специальной конструкции глубинные реперы, с помощью которых изучается перемещение отдельных слоев толщи пород (см. рис. 316).

§ 202. ПРОИЗВОДСТВО И ОБРАБОТКА НАБЛЮДЕНИЙ НА СТАНЦИЯХ

Наблюдения на рядовых и долговременных станциях состоят из определения смещения реперов во времени и пространстве, а также фиксации всех явлений, сопутствующих сдвигению (появление трещин, воронок, провалов в грунте, их размеры и распространение). Наблюдения делятся на начальные, промежуточные и заключительные. Перемещение реперов в вертикальной плоскости определяют с помощью геометрического нивелирования от постоянных неподвижных реперов (исходных и опорных). Сдвигение реперов в горизонтальной плоскости чаще всего определяют измерением расстояний между неподвижными и смещающимися реперами вдоль профильных линий и поперечных отклонений от створа. В гористой местности рекомендуется применять тригонометрический метод, предложенный Н. Г. Келлем.

Для измерений используются теодолиты 30-секундной точности, нивелиры с увеличением трубы 25—30 \times и ценой деления 15—20", двухсторонние трехметровые рейки с уровнем, компарированные 30—50-метровые металлические рулетки, светодальномеры МСД-1м и автоматические дальномеры ДА-1, дающие погрешность измерений ± 8000 , 1 : 10 000, лотаппараты, жесткие и шнуrowые отвесы, фотоаппараты и фототеодолиты.

Перед началом наблюдений через 5—10 дней после закладки станции дважды производится привязка (определение координат x , y , z) опорных реперов к существующей геодезической сети на поверхности.

П л а н о в а я привязка осуществляется тригонометрическим путем или путем проложения замкнутого теодолитного хода с относительной линейной невязкой, не превышающей величину 1 : 2000. Возможна прокладка всячего хода в прямом и обратном направлениях. Высотная привязка исходных реперов производится по методике нивелирования IV класса. При этом расхождение в превышениях между прямым и обратным ходами не должно превышать величины $\Delta h = 20 \sqrt{L}$, мм, где L — длина хода в одном направлении, км.

Передача отметок на опорные и рабочие реперы должна производиться по методике нивелирования III класса. Невязка превышений замкнутых ходов не должна превышать величины $\Delta h = 15 \sqrt{L}$, мм. Нивелирование рекомендуется выполнять замкнутыми или дважды проложенными ходами из середины между связующими точками. Расстояние от инструмента до связующей точки не должно превышать 50 м. Расхождение превышений на

станции, полученное при двух горизонтах инструмента или полученное по черным и красным сторонам реек, не должно превышать 3 мм.

Измерение расстояний между реперами, расположенными по профильным линиям, производится стальными компарированными рулетками, лентами, разделенными на сантиметры и имеющими с одного конца миллиметровые деления, светодальномерами МСД-1м или длиномерами ДА-1. На каждом измеряемом интервале отсчеты берут три раза (со смещением измерителя) с точностью до 1 мм. Рулетками и лентами измерение может производиться как на весу, так и по почве. Вынос центров скрытых реперов осуществляется с помощью лот-аппаратов, жестких или шнуровых отвесов. Измерение производится при постоянном натяжении 100 Н с фиксированием температуры с точностью до 1°.

Длины измеряют в двух направлениях (прямом и обратном). Расхождение непосредственно измеренной длины интервала в прямом и обратном направлениях не должно превышать 2 мм. Расхождение горизонтальных расстояний между крайними реперами профильных линий из прямого и обратного ходов не должно превышать 1 : 10 000 измеренной длины. Методика измерения длин светодальномерами и дальномерами рассмотрена в гл. I данного учебника.

Начальное значение координат x , y , z и длин интервалов принимается как среднее значение из двух привязок (начальных серий). Привязка реперов станции и измерение длин интервалов должны осуществляться на станции в течение 3—5 дней.

В полную серию наблюдений одновременно с вышеуказанными измерениями входит также съемка трещин и провалов, появившихся на земной поверхности, пополнение планов горных работ на каждую дату наблюдений с фиксированием мощности и угла наклона пласта, качества закладки, оставленных целиков, геологического строения толщи, гидрогеологических условий, сведений о трещиноватости пород, системы разработки, управления кровлей и др. Сроки последующих промежуточных серий наблюдений устанавливаются в зависимости от задач, поставленных перед наблюдениями. Если необходимо получить конечные величины параметров процессов сдвижения, то помимо начальной серии выполняется еще две: 1) промежуточная — когда заканчивается активная стадия и 2) конечная — когда процесс сдвижения практически считается законченным.

При детальном изучении процесса сдвижения выполняется не менее четырех промежуточных серий. Интервал времени между этими сериями определяется по формуле

$$t = \frac{H}{6c},$$

где t — интервал времени, сут; H — глубина разработки у нижней границы очистных работ, м; c — скорость продвижения забоя, м/сут.

Наблюдения на кратковременных наблюдательных станциях ведутся через 5—10 дней по упрощенной методике, т. е. с использованием только нивелировок и измерения расстояний.

На специальных наблюдательных станциях помимо наблюдений за грунтовыми и стенными реперами, выполняемых по полной методике, рассмотренной в § 202, рекомендуется: а) при подработке жилых, общественных и производственных зданий систематически фиксировать места появления трещин, их размеры, распространение по периметру здания, а также выявлять осмотром другие виды повреждений. На трещинах рекомендуется устанавливать алебастровые «маяки» и систематически производить измерения раскрытий. Полезно делать фотографирование поврежденных стен и узлов; б) при подработке железных дорог (обычно это выполняют специалисты-железнодорожники) ведутся наблюдения за изменением размеров стыковых зазоров, за состоянием соединительных планок, за появлением неравномерных просадок, за изменением расстояний между рельсами и др.; в) при подработке подземных стальных трубопроводов с помощью специальных приборов-миссур и индикаторов часового типа, установленных между реперами на вскрытом трубопроводе, определяются напряжения, возникающие в нем; г) при подработке водоемов детально изучается геологическое строение толщи пород, отделяющих место производства горных работ, наличие тектонических нарушений, определяется мощность наносов и ила, фиксируется появление трещин вблизи водоема, в горных выработках систематически производятся измерения притока воды; д) при подработке промышленного оборудования прежде всего со специалистами устанавливается, где и какие надо вести измерения и наблюдения. Так, при подработке мостовых кранов необходимо производить нивелировки подкрановых путей в намеченных точках и измерять расстояния между рельсами, при подработке подъемных машин проверять нивелированием горизонтальность вала машины, при подработке шлифовальных станков — горизонтальность поверхности шлифовальной рамы и др.

Наблюдения на подземных наблюдательных станциях, закладываемых для изучения состояния горных выработок и поведения напластований кровли пласта, состоят из периодических измерений расстояний между парами реперов. В подготовительных выработках, кроме того, производится и нивелировка реперов. Для измерения расстояний используются раздвижные стойки, самописцы, датчики реостатного и импульсного типа и другая специальная аппаратура.

Наблюдения за перемещением вышележащих напластований толщи горных пород ведутся с помощью глубинных реперов, закладываемых в скважинах, пройденных из горных выработок (лав) или с поверхности. От каждого глубинного репера скважины вытягивается проволока и нагружается грузом (см. рис. 316). Систематическое измерение расстояний от груза до постоянного

репера, закрепленного под грузом, позволяет судить о том, как смещаются отдельные напластования толщи. В качестве глубинных реперов (по предложению Ж. М. Канлыбаевой) рекомендуется использовать радиоактивные изотопы, помещенные в специальные капсулы. Капсулы выстреливаются с помощью опущенного в скважину перфоратора и внедряются в породу. Глубина их заложения относительно репера на поверхности определяется интенсивностью радиоактивного излучения, фиксируемого радиометром гамма-каротажной установки типа КРЛ-М и по показаниям счетчика глубин, через который пропускается заранее размеченный металлической рулеткой каротажный кабель. Вместо разметки каротажного кабеля для определения глубин до капсул можно использовать длиномер ДА-2. Произведя многократные измерения интенсивности радиоизлучений, можно проследить смещение капсул, а следовательно, и смещение того или иного слоя толщи пород. Недостатком этого способа является необходимость соблюдения правил обращения с радиоактивными изотопами.

Обработка результатов наблюдений на рядовых и долговременных наблюдательных станциях складывается из вычислений полевых материалов геодезической привязки станции (вычислений измеренных углов и длин, вычислений и уравнивания координат x , y , z опорных реперов), из вычислений и уравнивания по каждой серии наблюдений превышений и отметок рабочих реперов по данным нивелировок, а также горизонтальных положений между реперами; из составления по каждой серии наблюдений ведомостей оседаний, горизонтальных сдвижений и деформаций, графиков оседаний, горизонтальных сдвижений и деформаций, исполнительного плана наблюдательной станции и разрезов по профильным линиям реперов; выводов и отчета по результатам наблюдений.

Вычисления, связанные с определением координат x , y , z реперов наблюдательных станций, а также с получением горизонтальных положений между реперами, известны из курса маркшейдерского дела, поэтому их рассматривать не будем.

Числовые значения оседаний η , горизонтальных сдвижений ξ (м или мм), наклонов i , кривизны K и горизонтальных деформаций ε (последние три величины являются безразмерными, хотя на практике часто даются в мм/м), вычисляются из следующих выражений:

$$\begin{aligned} \eta &= z_{i-1} - z_i; & \xi &= D_2 - D_1; & i &= \frac{\eta_i - \eta_{i-1}}{l}; \\ K &= \frac{i_i - i_{i-1}}{l_{cp}}; & \varepsilon &= \frac{d_2 - d_1}{l}, \end{aligned} \quad (\text{XXVI.1})$$

где z_i , z_{i-1} — отметки рабочих реперов соответственно из предыдущего и последующего наблюдений, м; η_i , η_{i-1} — величины оседаний переднего (по ходу вычислений) и заднего концов интервала, мм; l — длина интервала, мм; i_i , i_{i-1} — величины наклонов

последующего и предыдущего интервалов, $1 \cdot 10^{-3}$; $l_{\text{ср}}$ — полусуммы длин последующего и предыдущего интервалов, мм; D_1 , D_2 — расстояние от опорного репера до данного рабочего из предыдущего и последующего наблюдений, мм; d_1 , d_2 — горизонтальные проекции интервала из предыдущего и последующего измерений, мм.

Формулы (XXVI.1) используются при вычислениях для профильных линий реперов в направлении восстания пласта или по простиранию. При вычислении в обратном направлении (по падению и в противоположную сторону простирания) правым частям формул придается знак «минус».

Для определения угловых параметров, местоположений точек в мульде сдвижения с максимальными и нулевыми значениями η , ξ , i , K и ϵ перегибов кривых, а также наглядного представления результатов вычислений строятся графики сдвижений и деформаций на разрезах по профильным линиям реперов наблюдательной станции (рис. 317). Горизонтальный масштаб графиков принимается тот же, что и для разрезов, а вертикальный выбирается исходя из условий наглядности. При построении графиков используются рекомендации, изложенные в § 200, а также учитываются знаки величин, получаемых по формулам (XXVI.1).

Для нахождения углов сдвижения на разрезах по профильным линиям реперов от точек мульды сдвижения, отделяющих опасную зону сдвижений (точки a' и a'_1) в наносах, проводят прямые под углом, равным углу сдвижения в наносах ϕ . Затем точки пересечения этих линий с линией контакта коренных пород (точки a'' и a''_1) соединяют прямыми с соответствующими границами очистной выработки. Углы наклона этих прямых (со стороны целика в сторону выработанного пространства) и будут являться углами сдвижения β и γ . Местоположение точек a' и a'_1 на земной поверхности определяется из условия, что за пределами этих точек в сторону неотработанной части пласта величины деформаций не превышают значений: кривизна $0,2 \cdot 10^{-3}$ 1/м, растяжения $2 \cdot 10^{-3}$ и наклоны $4 \cdot 10^{-3}$ (так называемые критические значения для определенной опасной зоны сдвижения).

На рис. 317 проведены горизонтальные линии, соответствующие критическим деформациям (при принятом вертикальном масштабе), которые при пересечении с графиками i , K и ϵ дают точки a , b , v со стороны падения пласта и a_1 , b_1 , v_1 со стороны восстания пласта. Из трех точек с каждой стороны мульды сдвижения для определения углов сдвижения выбирается одна.

Граничные углы определяются так же, как и углы сдвижения, с той лишь разницей, что за исходную на земной поверхности точку, за пределами которой (в сторону неотработанной части пласта) наклоны и растяжения не превышают $0,5 \cdot 10^{-3}$. Угол Θ точки максимального оседания в мульде сдвижения определяется, как угол наклона (в сторону наклона пласта) прямой, соединяющей середину очистной выработки с точкой наибольшего оседания.

Углы полных сдвижений (полной подработки) ψ_1, ψ_2, ψ_3 определяются так же, как углы между плоскостью пласта и линией, соединяющей границы очистной выработки с границами плоской части мульды сдвижения на соответствующем разрезе. Углы

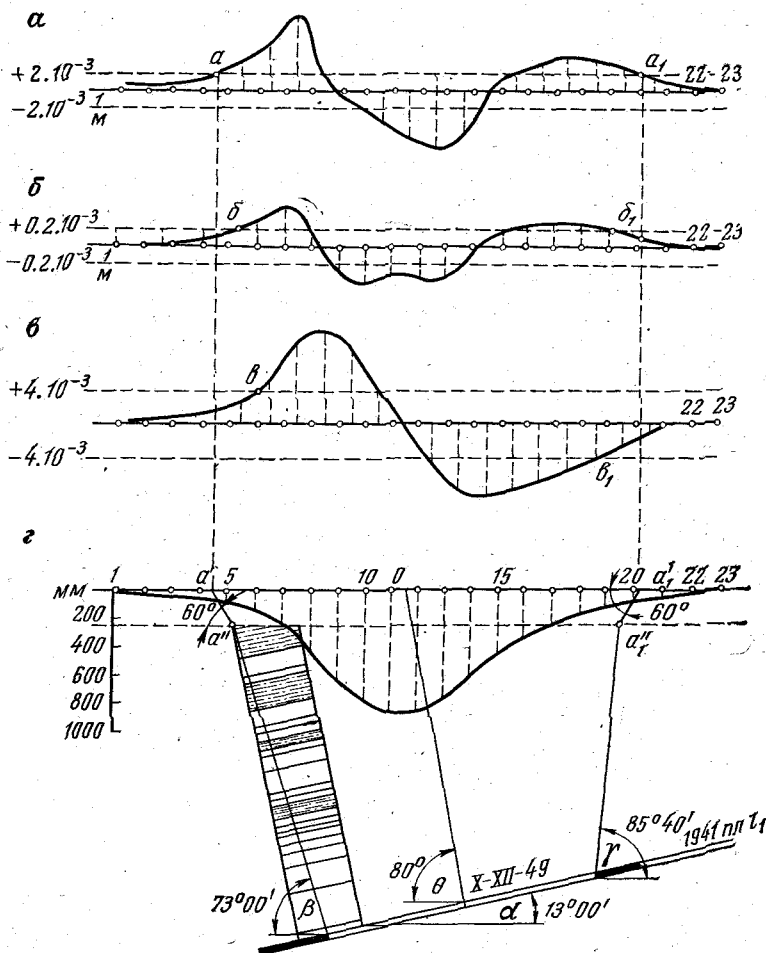


РИС. 317. Графическое изображение результатов наблюдений процесса сдвижения земной поверхности: кривые растяжения (а), кривизны (б), наклонов (в), оседаний (г)

разрыва определяются так же, как и углы сдвижения, но за точку на земной поверхности принимается крайняя к краю мульды сдвижения трещина.

Общая продолжительность процесса сдвижения выражается в месяцах и находится как разность моментов начала и окончания процесса сдвижений. При активной стадии сдвижения ско-

рость оседаний составляет не менее 50 мм в месяц при пологом и наклонном залеганиях пласта и не менее 30 мм в месяц при крутом залегании. Для определения общей продолжительности процесса сдвижения и активной стадии строятся графики скоростей оседаний для нескольких реперов (чаще в средней части мульды сдвижений).

Обобщающей обработкой инструментальных наблюдений по каждому угольному бассейну устанавливаются зависимости величин угловых параметров, общей продолжительности процесса сдвижения и продолжительности активной стадии от наиболее

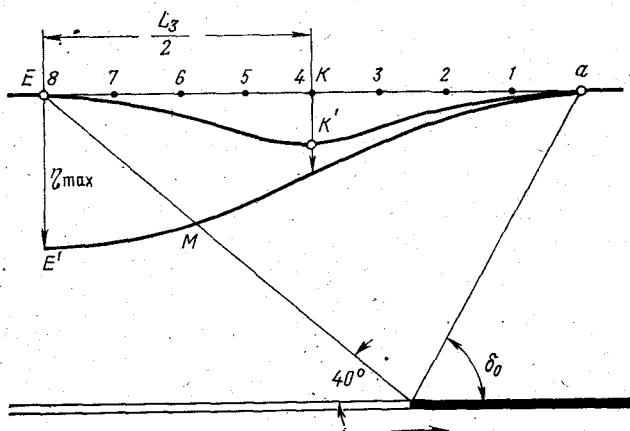


РИС. 318. Схема к определению η_{\max} из кратковременных наблюдений

важных факторов (угла наклона, глубины разработки и др.). Вид таких зависимостей величин параметров процесса сдвижения приведен в Правилах охраны. Обработка наблюдений на кратковременной наблюдательной станции позволяет получить значения величины максимального оседания, величин углов δ и δ_0 .

Рассмотрим получение из обработки наблюдений η_{\max} , δ и δ_0 . Кратковременная наблюдательная станция состоит из одной профильной линии по простиранию пласта. Длина и положение этой линии в отношении забоя рассчитываются так, чтобы сдвижение точки (репера) a на земной поверхности (рис. 318) находилось в начальной стадии, точки (репера) K — в активной стадии и точки (репера) E — в затухающей стадии. Ввиду малого интервала времени между двумя смежными сериями наблюдений (5—10 дней) можно считать скорость оседаний точек земной поверхности за этот период величиной постоянной, равной среднему значению v , м/сут.

Полагая, что забой движется равномерно со средней скоростью c (м/сут), любое горизонтальное расстояние x от его проекции до взятой точки можно выразить через время, т. е.

$$t = \frac{x}{c}.$$

Выбрав удобный для наглядности горизонтальный масштаб m_1 , откладываем от точки a расстояния до точек (реперов) профильной линии кратковременной наблюдательной станции, выраженное в сутках (точки 1, 2, 3, ..., 8, E). Для этих же точек из двух серий наблюдений находим оседания и скорости оседаний v , которые также в удобном для наглядности вертикальном масштабе m_2 откладываем у точек 1, 2, 3, ..., 8. Соединив плавной кривой найденные точки, получим график скорости оседаний $aK'E$. Оседание любого репера за время dt будет

$$\eta = v dt.$$

Отсюда уравнение построенной кривой оседаний запишется в виде

$$\eta_{(x)} = v_{(x)} dt.$$

Если полученную кривую скоростей оседания, отнесенную ко времени, проинтегрировать в пределах от 0 до t , получим кривую оседаний aME' , выражаемую уравнением

$$\eta_{\max} = \int_0^t v dt.$$

Интегрирование кривой скорости оседаний можно произвести графическим или приближенным интегрированием (правилом трапеций), по которому

$$\eta_{\max} = \frac{T}{n} \left[\frac{1}{2} (v_0 + v_n) + v_1 + v_2 + \dots + v_{n-1} \right],$$

где T — длина профильной линии по простирацию от точки a до точки E , выраженная в единицах времени, сут; n — число частей, на которое разбита кривая скоростей при интегрировании; v_1, v_2, \dots, v_n — скорости оседаний в точках деления кривой.

Интегральная кривая не является мульдой сдвижения, так как горизонтальные масштабы профильной линии по простирацию и интегральной кривой не совпадают. Для построения мульды сдвижения по простирацию можно воспользоваться формулой $\eta_{(x)} = \eta_{\max} S_{(z)}$, предварительно разделив расстояние между точкой a (см. рис. 314) и репером с максимальным оседанием,

полученным по интегральной кривой, на 10 частей (подробно способ построения описан в следующей главе). Построив кривую мульды сдвижения, на разрезе по простираанию пласта можно получить приближенно угол сдвижения δ и граничный угол δ_0 .

Значение величины угла сдвижения δ , а также геологического строения толщи в районе наблюдательной станции позволяет для месторождений с неизученным характером процесса сдвижения подобрать месторождение-аналог.

Величина η_{\max} может быть использована при расчете деформаций (см. гл. XXVII).

Обработка наблюдений, выполненных на специальных наблюдательных станциях, уточняет величины допустимых деформаций, приведенных в Правилах охраны для различных объектов, устанавливает экономическую эффективность, связанную с расконсервированием запасов в целиках, со стоимостью ремонта и другими расходами при обработке объектов, определяет эффективность и надежность конструктивных мероприятий по укреплению подработанных зданий, устанавливает взаимосвязь между величинами деформаций грунта и объектов и др.

Важное значение приобретают результаты обработки наблюдений на специальных наблюдательных станциях при назначении и принятии дополнительных мер охраны при подработке объектов. Например, при подработке железных дорог необходимы своевременное производство ремонта, снижение скорости движения поездов, при подработке трубопроводов — снятие напряжений путем разрезки их в аварийных точках, вскрытие трубопровода траншеей, при подработке технологического оборудования — выявление фактических отклонений допусков и размеров от нормальных (допустимых) принятых режимом нормальной эксплуатации объектов, установка дополнительных насосов при увеличенном притоке воды в горные выработки во время подработки водоемов и др.

Инструкцией по наблюдениям за сдвижением земной поверхности рекомендуется по окончании наблюдений на наблюдательных станциях всех назначений составлять отчет с изложением в нем целей наблюдений, состояния изученности вопроса, горно-геологических условий в месте наблюдений, методики наблюдений, обработки и выводов по наблюдениям. К отчету необходимо приложить: исполнительный план наблюдательной станции, вертикальные разрезы по профильным линиям реперов, графики сдвижений и деформаций, фотографии.

Глава XXVII
РАСЧЕТ ЭЛЕМЕНТОВ СДВИЖЕНИЯ
ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ
ПРИ РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 203. ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫЕ ЗАМЕЧАНИЯ

При выборе мер охраны сооружений, а также при расчете конструктивных строительных мероприятий с целью возможности подработки зданий горными работами, возникает необходимость производства расчета величин сдвижений и деформаций земной поверхности.

Рекомендуемые в настоящее время в Правилах охраны способы и приемы расчета сдвижений и деформаций для угольных месторождений являются в основном эмпирическими. Используемые формулы для расчета величин сдвижений и деформаций получены в результате обработки данных натуральных инструментальных наблюдений рядом исследователей (С. Г. Авершиным, Д. А. Казаковским, А. К. Медянцевым, С. П. Колбенковым, М. А. Иофисом и др.) и зависимостей искомых величин от главных факторов, влияющих на развитие процесса сдвижения.

Учитывая возможности применения на практике и конкретные горнотехнические условия, способы расчета сдвижений и деформаций можно условно разделить на три группы.

1. Расчет ожидаемых сдвижений и деформаций в точках мульды сдвижения при работе одного и нескольких очистных забоев (в одном или нескольких пластах) с известным календарным графиком их отработки (метод типовых — единичных кривых).

2. Расчет максимальных значений деформаций и сдвижений при работе одного очистного забоя (расчет в опасных зонах мульды сдвижения).

3. Вычисление вероятных величин сдвижений и деформаций земной поверхности при отсутствии календарного графика отработки пластов.

Правилами охраны рекомендуется производить расчет сдвижений и деформаций земной поверхности для следующих условий.

1. Кратность подработки $\frac{H}{m}$ (где H — средняя глубина разработки, m — вынимаемая мощность пласта) более 20, при углах падения пластов $\alpha < 55^\circ$, а при $\alpha > 55^\circ$ — за пределами зон провалов и трещин.

2. Управление кровлей — полное обрушение или частичная закладка.

3. Процесс сдвижения закончился.

Не рекомендуется производить расчет по рассматриваемой ниже методике для сложных горно-геологических условий: на-

личие в толще разрывных нарушений, складчатое залегание пластов, гористый рельеф, камерная система разработки, возможность образования провалов на земной поверхности.

Исходными параметрами при расчете являются: граничные углы $\beta_0, \beta_{01}, \gamma_0, \delta_0$, угол сдвижения в наносах φ , углы полных сдвижений ψ_1, ψ_2, ψ_3 , угол точки максимального оседания θ , относительная величина максимального оседания $q_0 = \frac{\eta_0}{m}$ и горизонтального сдвижения $a_0 = \frac{\xi_0}{\eta_0}$ при полной подработке и горизонтальном залегании пласта, коэффициенты N_1, N_2 , учитывающие степень подработанности земной поверхности $\frac{D}{H}$ и влияние оставленных между лавами целиков $\frac{l}{H}$, где l — размер целиков. Числовые величины перечисленных параметров для конкретного бассейна определяются по Правилам охраны.

Помимо перечисленных выше параметров для расчета необходимо иметь вертикальные разрезы по падению и простиранию пласта с нанесенными графиками отработки лав, характеристику пластов: мощность, угол наклона, систему разработки, мощность наносов, марки углей и др.

§ 204. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЕЛИЧИНЫ МАКСИМАЛЬНОГО ОСЕДАНИЯ

Величины максимального оседания точек мульды сдвижения η_{\max} — при неполной подработке, η_0 — при полной и горизонтальном залегании пластов имеют важное значение. По максимальному оседанию рассчитывают величины сдвижений и деформаций в мульде сдвижения. Как показали натурные наблюдения, величина максимального оседания зависит от крепости пород надугольной толщи, вынимаемой мощности и угла наклона пласта, глубины разработки, формы и размеров выработанного пространства, способа управления кровлей, полноты выемки угля. Для определения величины максимального оседания было предложено несколько видов зависимостей (формул) этой величины от перечисленных факторов. Вид этих зависимостей для отдельных угольных месторождений приведен в Справочнике по маркшейдерскому делу.

В настоящее время наиболее приемлемым уравнением для определения величины максимального оседания угольных месторождений является

$$\eta_{\max} = q_0 m \cos \alpha N_1 N_2, \quad (\text{XXVII.1})$$

где q_0 — относительная величина максимального оседания, вычисляемая для каждого бассейна из Правил охраны; m — вынимаемая мощность пласта [при закладке выработанного пространства

эффективная мощность $m_3 = (h_k + h_n)(1 - B) + Bm$, где $h_k = 0,15m$ — величина сближения кровли с почвой до возведения закладки, м; h_n — величина неполноты закладки, определяемая опытным путем, м; B — коэффициент усадки закладки, определяемой по Правилам охраны]; α — угол наклона пласта, градус; N_1, N_2 — коэффициенты, учитывающие степень подработанности толщи в зависимости от величины отношения $\frac{D_p}{H}$ [D_p — расчетный размер очистной выработки по падению (для N_1) и по простиранию пласта (для N_2); H — глубина разработки], а при $\frac{D_p}{H} < 0,05$ — и от поправок к относительной длине лавы со стороны падения $\frac{\Delta D_p}{H}$ и восстания (или простирания) $\frac{\Delta D_B}{H}$, учитывающих относительную величину $\frac{l}{H}$ (l — размеры межлавных целиков). Величины коэффициентов N_1, N_2 в зависимости от вышеуказанных параметров приводятся в таблицах Правил охраны по каждому бассейну или Справочника. Как отмечалось ранее, максимальное оседание можно также получить из обработки инструментальных наблюдений на рядовых, долговременных и кратковременных наблюдательных станциях.

§ 205. РАСЧЕТ ОЖИДАЕМЫХ ВЕЛИЧИН СДВИЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ В ТОЧКАХ МУЛЬДЫ СДВИЖЕНИЯ

Задача расчета ожидаемых величин сдвижений и деформаций в точках мульды сдвижения часто возникает при решении вопросов об охране сооружений при их подработке и строительстве. Для определения величин оседаний в точках мульды сдвижения необходимо знать закономерность изменения величины оседания при переходе от точки с максимальным оседанием к краям мульды сдвижения. В общем виде эта задача может быть представлена (в системе осей координат, принятой на рис. 319) математическим уравнением

$$\eta(x) = \eta_{\max} S(z), \quad (\text{XXVII.2})$$

где $\eta(x)$ — оседание в точке с абсциссой x , мм; η_{\max} — величины максимального оседания, мм; $S(z)$ — уравнение кривой полумульды сдвижения; $z = \frac{x}{L}$; L — размеры полумульд по падению, восстанию и простиранию пласта, мм.

Уравнение кривой полумульды сдвижения $S(z)$ должно отвечать следующим основным условиям: 1) $0 < S(z) \leq 1$; 2) в середине расстояния (точке перегиба кривой оседания) между краем мульды сдвижения и точкой максимального оседания (а при полной подработке — началом плоского дна) $\eta(x) \approx 0,5\eta_{\max}$.

Вид уравнения полумульды сдвижения $S(z)$ многими исследователями задавался по данным обработки натуральных наблюдений и теоретических исследований.

Так, проф. С. Г. Авершин для пологого залегания пластов для условий, близких к полной подработке, значение $S_{(z)}$ дал в таком виде:

$$S_{(z)} = (1 - z)^{4,54} e^{4,54z},$$

где e — основание натуральных логарифмов.

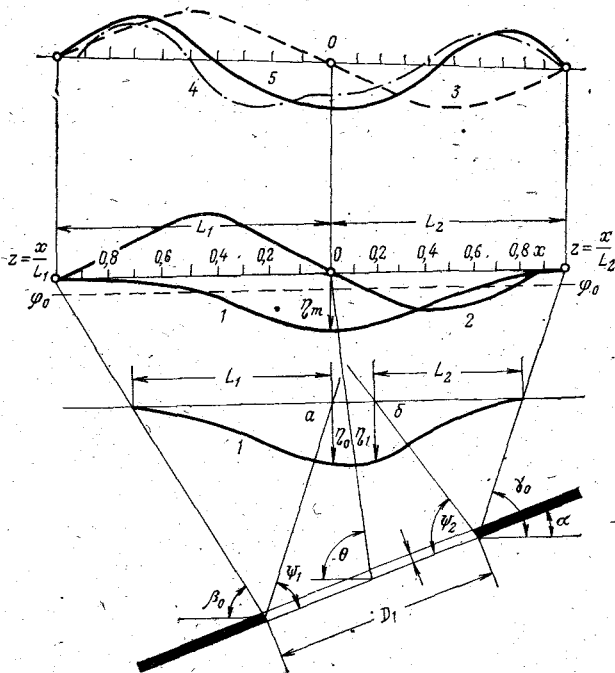


РИС. 319. Графические построения при расчете сдвигов и деформаций по методу типовых кривых:

1 — оседания; 2 — горизонтальные сдвижения; 3 — наклоны; 4 — кривизна; 5 — горизонтальные деформации растяжения, сжатия

С. П. Колбенков для условий полной и неполной подработки и угла наклона пластов до 70° предложил следующий вид уравнения:

$$S_{(z)} = \left[n^2 \left(1 - z + \frac{1}{2\pi} \sin \pi z \right) + \frac{1-n}{4} (1 + \cos \pi z)^2 \right],$$

где n — коэффициент подработанности земной поверхности.

Из последних исследований отечественных и зарубежных авторов значение $S_{(z)}$ рекомендуется вычислять, пользуясь функциями Гаусса, т. е.

$$S_{(z)} = \frac{1}{2\Phi(t_0)} [\Phi(t) + \Phi(u)],$$

где

$$t_0 = (3,5n - 0,75); \quad t = \frac{1}{c} \left(\frac{D}{2H} - \frac{d}{H} + \frac{x}{H} \right);$$

$$u = \frac{1}{c} \left(\frac{D}{2H} - \frac{d}{H} - \frac{x}{H} \right),$$

где D — размер выработки, м; x — абсцисса с началом координат в точке максимального оседания, м; d — расстояние на плане от границы выработки до точки перегиба кривой оседания при полной подработке, м; $c \approx 0,2$ — постоянный коэффициент.

Принимая во внимание, что наклоны в точках мульды сдвижения есть первая производная от оседаний, а кривизна — вторая производная от оседаний или первая от наклонов, взяв эти производные от уравнения (XXVII.2) по переменной x , будем иметь формулы для определения наклонов и кривизны в точках мульды сдвижения:

$$i_{(x)} = \frac{\eta_{\max}}{L_{1,2,3}} S'_{(z)}; \quad (\text{XXVII.3})$$

$$K_{(x)} = \frac{\eta_{\max}}{L_{1,2,3}^2} S''_{(z)}, \quad (\text{XXVII.4})$$

где $i_{(x)}$ — величина наклона, $1 \cdot 10^{-3}$; $K_{(x)}$ — величина кривизны, $1/\text{м}$; $L_{1,2,3}$ — размер полумульд при расчетах по падению, восстанию и простиранию пласта, м.

Горизонтальные сдвигения точек мульды сдвижения по исследованиям С. П. Колбенкова рекомендуется определять в главном сечении по простиранию пласта по формуле

$$\xi_{(x)} = \pm \frac{a_0}{2} \eta_{\max} S'_{(z)}; \quad (\text{XXVII.5})$$

в главном сечении вкрест простирания из выражения

$$\xi_{(x)} = \eta_{\max} \left(\rho S_{(z)} \pm \frac{a_0}{2} S'_{(z)} \right) = \eta_{\max} F_{(z)}; \quad (\text{XXVII.6})$$

где $\xi_{(x)}$ — величина горизонтальных сдвижений точек мульды сдвижения, мм; $\rho = \text{tg } \alpha - \frac{h}{H}$; h — мощность наносов, м.

Функция $F_{(z)}$ является уравнением кривой горизонтальных сдвижений.

Учитывая, что горизонтальные деформации есть первая производная от уравнения горизонтальных сдвижений, то, взяв производные из уравнений (XXVII.5) и (XXVII.6) по переменной x , получим формулы для определения горизонтальных деформаций.

Для главного сечения по простиранию пласта

$$\varepsilon_{(x)} = \pm \frac{a_0}{2} \frac{\eta_{\max}}{L_3} S''_{(z)}; \quad (\text{XXVII.7})$$

вкрест простириания пласта

$$\varepsilon_{(x)} = \frac{\eta_{\max}}{L_{1,2}} \left(pS'_{(z)} \pm \frac{a_0}{2} S''_{(z)} \right) = \frac{\eta_{\max}}{L_{1,2}} F'_{(z)}. \quad (\text{XXVII.8})$$

В формуле (XXVII.8) знак «плюс» относится к полумульде по восстанию, знак «минус» — к полумульде по падению. Первые слагаемые в этих формулах представляют собой величины сдвижений и деформаций земной поверхности за счет увлечения наносов коренными породами в сторону восстания пласта, а вторые слагаемые — величины сдвижений и деформаций за счет вертикального прогиба наносов.

Формулы (XXVII.2)—(XXVII.8) составляют основу метода расчета сдвижений и деформаций с помощью типовых кривых. Сущность этого способа состоит в том, что для отдельных угольных бассейнов получают или вычисляют типовые (единичные) кривые: оседаний, наклонов и кривизны для заданных значений коэффициентов подработанности n_1 и n_2 , равных 0,2; 0,4; 0,6; 0,8; 1 (где $n_1 = N_1^2$; $n_2 = N_2^2$). Типовые кривые сдвижений и деформаций для различных значений n служат как бы эталоном распределения сдвижений и деформаций между точкой максимального оседания и границей мульды. Для этих кривых η_{\max} и L (длина полумульды) равны единице, а поэтому их и называют единичными кривыми.

Типовые кривые сдвижений и деформаций могут быть получены либо аналитическим путем, используя приведенные выше формулы, либо путем осреднения фактических кривых, построенных по данным натурных наблюдений. До настоящего времени чаще пользовались для получения типовых кривых осреднением фактических кривых. Для этого на каждой наблюдательной станции полумульды разбивались на 10 равных частей и для каждой точки вычислялись значения единичных кривых по формулам:

$$S_{(z)} = \frac{\eta_{(x)}}{\eta_{\max}}; \quad S'_{(z)} = \frac{L}{\eta_{\max}} i_{(x)}; \quad S''_{(z)} = K_{(x)} \frac{L^2}{\eta_{\max}}.$$

Натурными наблюдениями установлена зависимость функций $S_{(z)}$, $S'_{(z)}$, $S''_{(z)}$ от величины коэффициента подработанности n , поэтому единичные кривые, полученные из наблюдательных станций, группировались по группам с учетом величины коэффициента n ($n = 0,2; 0,4; 0,6; 0,8; 1,0$) и для каждой группы получали средние значения единичных кривых для точек полумульды, разделенной на 10 частей (0,1z).

В формулах (XXVII.6) и (XXVII.8) функции $F_{(z)}$ и $F'_{(z)}$ также характеризуют распределение горизонтальных сдвижений и деформаций в мульде сдвижения. Величины этих функций

зависят от величины коэффициентов подработанности земной поверхности n и коэффициента p , вычисляемого по формуле

$$p = \operatorname{tg} \alpha - \frac{h}{H},$$

где α — угол наклона пласта, градус; h — мощность наносов, м.

Величины функций $F_{(z)}$ и $F'_{(z)}$ находят также осреднением кривых горизонтальных сдвижений и деформаций, группируя их для полумульды по падению и полумульды по восстанию с учетом величины коэффициентов n и p , или вычислением по формулам:

$$F_{(z)} = pS_{(z)} \pm \frac{a_0}{2} S'_{(z)}; \quad F'_{(z)} = pS'_{(z)} \pm \frac{a_0}{2} S''_{(z)}.$$

Для практического использования функций $S_{(z)}$, $S'_{(z)}$, $S''_{(z)}$, $F_{(z)}$ и $F'_{(z)}$ задаются в виде таблиц.

Расчет элементов сдвижения и деформаций по методу типовых кривых сравнительно прост и выполняется в следующей последовательности с использованием ранее перечисленных параметров процесса сдвижения и горнотехнических данных (рис. 319).

1. На вертикальном разрезе вкрест простирания пласта от границ очистной выработки со стороны падения и восстания пласта соответственно проводятся линии под углами ψ_1 и ψ_2 , которые при неполной подработке пересекаются ниже линии земной поверхности (при полной подработке они пересекаются с линией земной поверхности, выделяя участок плоского дна мульды $a-b$).

2. Из середины очистной выработки проводится линия под углом θ к линии горизонта до пересечения с линией земной поверхности в точке O максимального оседания.

3. Из верхней и нижней границ очистной выработки под углами γ_0 β_0 и к линиям горизонта проводятся линии до пересечения с линией наносов, а затем под углом φ_0 до пересечения с линией земной поверхности. Отрезки OA' и OB между краями мульды сдвижения и точкой максимального оседания будут полумульдами L_1 со стороны падения и L_2 со стороны восстания пласта. Каждый из этих отрезков делится на 10 равных частей. При наличии плоского дна полумульды L_1 и L_2 принимаются от границы мульды сдвижения до точек начала плоского дна. Плоское дно в полумульды не включается.

4. Вычисляются величины η_{\max} , p (а для бассейнов, где нет таблиц, $S'_{(z)}$ и $S''_{(z)}$, $B = \frac{p}{a_0}$), n_1 , n_2 , $\frac{\eta_{\max}}{L_1}$, $\frac{\eta_{\max}}{L_2}$, $\frac{\eta_{\max}}{L_1^2}$ и $\frac{\eta_{\max}}{L_2^2}$.

5. Из правил охраны для полученного значения n_1 выбираются величины $S_{(z)}$, $S'_{(z)}$ и $S''_{(z)}$ для 10 частей полумульд, с помощью которых по формулам (XXVII.2)—(XXVII.4) вычисляются величины оседаний, наклонов и кривизны для полумульд L_1 и L_2 (для бассейнов, где нет таблиц, $S'_{(z)}$ и $S''_{(z)}$ выбираются $F_{(z)}$ и $F'_{(z)}$ при $B = 0$ для вычисления i и K). Используя удобный для нагляд-

ности вертикальный масштаб, строятся графики кривых η , i и K по вычисленным данным.

6. Для построения графиков ξ и ε из таблиц Правил охраны выбираются через 0,1z табличные значения $F_{(z)}$ и $F'_{(z)}$ для полумульды по падению L_1 и полумульды по восстанию L_2 , используя вычисленные величины n и p . Затем вычисляются значения горизонтальных сдвижений и деформаций по формулам (XXVII.6) и (XXVII.8) через 0,1z и строятся графики аналогично построению графиков η , i , K (для бассейнов, где нет таблиц величин $S'_{(z)}$ и $S''_{(z)}$ при выборках $F_{(z)}$ и $F'_{(z)}$ используются величины коэффициентов n_1 и B , а горизонтальные сдвижения и деформации вычисляются по формулам:

$$\xi_{(x)} = 0,5a_0\eta_{\max}F(z); \quad \varepsilon_{(x)} = 0,5a_0 \frac{\eta_{\max}}{L_{1,2}} F'_{(z)}.$$

При расчетах величин сдвижений и деформаций для нескольких лав, в одном или нескольких пластах последовательность расчета, рассмотренная для одной лавы, осуществляется для других лав с учетом графика их отработки. Если необходимо получить суммарные значения сдвижений и деформаций для нескольких лав, то производится суммирование соответствующих графиков (η , i , K , ξ , ε) с учетом знаков.

При большом числе очистных забоев, принятых к расчету, графическое суммирование графиков $\eta_{(x)}$, $\xi_{(x)}$, $i_{(x)}$, $K_{(x)}$, $\varepsilon_{(x)}$ становится трудоемким, поэтому в последнее время для выполнения этой работы стали применять ЭВМ. Для условий Донецкого бассейна применительно к машине типа «Минск-22» была составлена программа с использованием формул (XXVII.2)—(XXVII.8) и таблиц функций $S_{(z)}$, $S'_{(z)}$, $S''_{(z)}$. Согласно программе в определенной последовательности в машину вводятся параметры процесса сдвижения, необходимые для расчета горнотехнические данные (m , α , условные координаты площадей горных работ, h и др.) и координаты (условные) точек, в которых необходимо получить величины сдвижений и деформаций от каждой лавы. Выполнив расчеты, ЭВМ выдает для каждой точки от каждой лавы величины: $\eta_{(x)}$, $\xi_{(x)}$, $i_{(x)}$, $K_{(x)}$, $\varepsilon_{(x)}$, $R_{(x)}$.

§ 206. ОПРЕДЕЛЕНИЕ МАКСИМАЛЬНЫХ ЗНАЧЕНИЙ СДВИЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ В ГЛАВНЫХ СЕЧЕНИЯХ МУЛЬДЫ СДВИЖЕНИЯ

В § 204 было уже рассмотрено определение величины максимального оседания. На практике необходимо иногда знать максимальные значения остальных элементов сдвижения. В разных угольных бассейнах многими исследователями предлагались выражения (формулы) зависимостей максимальных значений сдвижений и деформаций от главных факторов, влияющих на процесс

сдвижения (m , H , α , D и др.). Вид этих зависимостей приведен в Справочнике по маркшейдерскому делу.

Выбирая из таблиц, приведенных в правилах охраны, для полумульд по восстанию и падению максимальные значения табличных величин $S'_{(z)}$, $S''_{(z)}$, $F'_{(z)}$, $F''_{(z)}$ с использованием коэффициентов n_1 , n_2 , p и B для конкретных условий, по формулам (XXVII.3)—(XXVII.8) можно получить максимальные значения горизонтального сдвижения и деформаций.

Общая продолжительность процесса сдвижения (в месяцах) может быть ориентировочно вычислена по формуле

$$T = a \frac{H}{c},$$

где $a = 1,4$ — коэффициент; H — глубина, м; c — скорость подвигания очитного забоя, м/мес.

Максимальная скорость оседания (мм/сут)

$$v_0 = 1,2 \frac{mc \cos \alpha}{H},$$

где m — мощность пласта, мм.

§ 207. РАСЧЕТ ВЕЛИЧИН ВЕРОЯТНЫХ СДВИЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ

При проектировании строительства зданий и сооружений на территориях залегания угольных пластов, а иногда и при подработке существующих объектов часто отсутствуют календарные планы отработки пластов. В этих случаях воспользоваться способом расчета типовых кривых не представляется возможным. Для этих случаев Правилами охраны рекомендуются формулы для получения прогнозируемых величин вероятных сдвижений и деформаций (при разработке пластов в течение ближайших 20 лет).

Величина вероятного оседания при $\alpha \leq 45^\circ$

$$\eta_b = 0,8 (m_1 + m_2 + \dots + m_n) \cos \alpha, \quad (\text{XXVII.9})$$

где m_1 , m_2 , m_3 — мощности разрабатываемых пластов, м.

Величина вероятного горизонтального сдвижения по простиранию пласта

$$\xi_b = 0,3 \cos \alpha \sqrt{m_1^2 + m_2^2 + \dots + m_n^2}; \quad (\text{XXVII.10})$$

вкрест простирания пласта

$$\xi'_b = (0,3 + \operatorname{tg} \alpha) \cos \alpha \sqrt{m_1^2 + m_2^2 + \dots + m_n^2}. \quad (\text{XXVII.11})$$

Величина вероятного наклона по линии вкрест простирания пласта

$$i_b = 2 \cos^2 \alpha \sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1}\right)^2 + \left(\frac{m_2}{H_2}\right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H_n}\right)^2}, \quad (\text{XXVII.12})$$

где H_1, H_2, \dots, H_n — глубины залегания пластов, начиная с верхнего, в точках их пересечения с линией максимального влияния, проведенной из рассматриваемой точки A (границы участка, для которого определяются вероятные сдвигения) под углом $\omega = 90^\circ - 0,8\alpha$ в сторону восстания пластов на разрезе вкрест простирания и под углом $\omega = 90^\circ$ в сторону простирания (рис. 320).

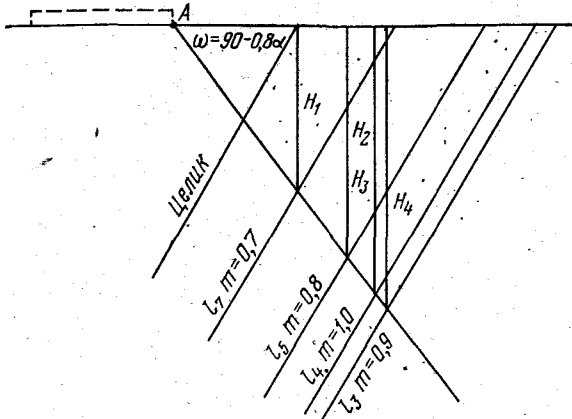


РИС. 320. Определение глубины H при расчете вероятных величин сдвижений и деформаций

Величина (m) вероятного радиуса кривизны при $\alpha \leq 45^\circ$

$$R_B = \frac{0,3}{\cos \alpha} \frac{1}{\sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1}\right)^2 + \left(\frac{m_2}{H_2}\right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H_n}\right)^2}} \quad (\text{XXVII.13})$$

Вероятные величины ($1 \cdot 10^{-3}$) горизонтальных деформаций по простиранию пласта

$$\epsilon_B = 0,7 \cos^2 \alpha \sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1}\right)^2 + \left(\frac{m_2}{H_2}\right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H_n}\right)^2}; \quad (\text{XXVII.14})$$

вкрест простирания пласта

$$\epsilon'_B = 0,7 (\cos^2 \alpha + \sin 2\alpha) \sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1}\right)^2 + \left(\frac{m_2}{H_2}\right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H_n}\right)^2} \quad (\text{XXVII.15})$$

§ 208. ОЦЕНКА ТОЧНОСТИ СПОСОБОВ РАСЧЕТА ЭЛЕМЕНТОВ СДВИЖЕНИЯ

Точность расчетов элементов сдвижения зависит от погрешности определения исходных параметров сдвижения и соответствия применяемых функций распределения сдвижений и деформаций.

маций данным горно-геологическим условиям. Важное значение для точности расчетов имеют погрешности определения η_{\max} и постоянство принятых горнотехнических показателей m , α , H и др.

В настоящее время погрешности расчетных сдвижений рекомендуется определять путем совмещения расчетных графиков сдвижений и деформаций (см. рис. 319) с соответствующими графиками, полученными из обработки натуральных наблюдений.

Для получения средней квадратической погрешности расчетных величин необходимо определить разности между расчетными и измеренными величинами и разделить их на среднее значение. При n разностей

$$m_{\alpha} = \sqrt{\frac{[dd]}{2n}},$$

где $d = \frac{N_p - N_d}{2}$; N_p — расчетная величина элемента сдвижения; N_d — измеренная величина элемента сдвижения.

Среднюю квадратическую погрешность величин сдвижений и деформаций в соответствующих точках мульды вычисляют по формуле

$$m_v = \sqrt{\frac{[vv]}{2k}}, \quad (\text{XXVII.16})$$

где $v = \frac{N_p - N_d}{2}$; k — число точек в мульде, в которых

сделано сравнение расчетных величин с измеренными.

Расчетные величины по отдельным профильным линиям не зависят от измеренных величин, поэтому их можно рассматривать как дополнительные измерения, а разности — как разности двойных измерений.

Для нахождения средних абсолютных погрешностей сдвижений и деформаций можно также использовать формулы:

$$\Delta\eta = \frac{\Delta s_{\eta}}{L}; \quad \Delta i = \frac{\Delta s_i}{L}; \quad \Delta k = \frac{\Delta s_k}{L}; \quad \Delta \varepsilon = \frac{\Delta s_{\varepsilon}}{L},$$

где $\Delta\eta$, Δi , Δk , $\Delta \varepsilon$ — средние абсолютные отклонения оседаний и деформаций; Δs_{η} , Δs_i , Δs_k , Δs_{ε} — площади отклонений между измеренными и расчетными соответствующими графиками; L — длина мульды сдвижения.

Определение средних относительных отклонений (в процентах) можно находить с учетом максимальных расчетных значений этих величин, т. е.

$$\Delta\eta_{\text{отн}} = \frac{\Delta\eta}{\eta_{\max}} 100; \quad \Delta i_{\text{отн}} = \frac{\Delta i}{i_{\max}} 100;$$

$$\Delta k_{\text{отн}} = \frac{\Delta k}{k_{\max}} 100; \quad \Delta \varepsilon_{\text{отн}} = \frac{\Delta \varepsilon}{\varepsilon_{\max}},$$

По исследованиям С. П. Колбенкова с использованием формулы (XXVII.16) средние квадратические отклонения расчетных величин максимальных сдвижений и деформаций от измеренных в натуре составляют $\eta_0 = 12\%$, $\xi_0 = 17\%$, $i_0 = 14\%$, $\epsilon_0 = 18\%$.

По исследованиям А. Н. Медянцева расхождения величин сдвижений и деформаций по дублирующим профильным линиям реперов в Донбассе составляют: для оседаний $\pm 10\%$, горизонтальных деформаций и наклонов $\pm 25\%$, кривизны $\pm 30\%$, что указывает на неравномерность протекания процесса сдвижения даже при незначительных расстояниях между объектами исследований.

Для учета погрешностей определения ожидаемых и вероятных величин сдвижений и деформаций вводятся так называемые коэффициенты перегрузки, с помощью которых и переходят от ожидаемых и вероятных величин к расчетным величинам сдвижений и деформаций. Коэффициенты перегрузки для ожидаемых величин принимаются равными: оседаний, горизонтальных сдвижений 1,2; для наклонов, относительных горизонтальных деформаций, уступов 1,4; для кривизны 1,8; для вероятных величин оседаний и горизонтальных сдвижений 1,1; для наклонов, относительных горизонтальных деформаций и уступов 1,2 и для кривизны 1,4.

Г л а в а XXVIII

ОХРАНА СООРУЖЕНИЙ ОТ ВРЕДНОГО ВЛИЯНИЯ ГОРНЫХ РАЗРАБОТОК УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 209. МЕТОДЫ ОХРАНЫ СООРУЖЕНИЙ ОТ ВРЕДНОГО ВЛИЯНИЯ ГОРНЫХ РАЗРАБОТОК

Выбор мер охраны сооружений при разработке угольных месторождений в настоящее время регламентируется Правилами охраны сооружений. Правила охраны сооружений определяют: зоны влияния горных разработок, способы охраны сооружений, условия безопасной подработки сооружений, величины параметров процесса сдвижения, способы построения предохранительных целиков под сооружениями различного назначения, методы расчета ожидаемых и вероятных величин сдвижений и деформаций, экономическую эффективность извлечения запасов из предохранительных целиков с применением мер охраны и другие поясняющие положения.

Правилами охраны сооружений рекомендуются следующие меры охраны сооружений: 1) горные, 2) конструктивные, 3) временное изменение эксплуатации подрабатываемого объекта на

период возникновения опасных деформаций, 4) оставление предохранительных целиков.

К горным мерам охраны относятся: применение закладки выработанного пространства породой, доставленной извне зоны влияния горных работ, частичная выемка угля по площади или по мощности, увеличение скорости подвигания очистных работ, применение специального порядка отработки участка под охраняемым объектом. В последнем случае рекомендуется под одиночными объектами увеличивать размеры лавы, так чтобы сооружение попало в плоское дно мульды, разрезка лавы под объектом с одновременным отходом ее от разрезной печи в обе стороны, отработка пласта по падению парами лав к границе шахтного поля с оставлением между ними неотработанной лавы, впоследствии обрабатываемой обратным ходом от границ шахтного поля (при этом объект или объекты должны попасть в плоское дно мульды), взаимное расположение и отработка лав в двух и более пластах так, чтобы на земной поверхности под объектами не происходило накопление однозначных деформаций, а происходила их компенсация и др.

Горные меры охраны сооружений предназначаются для уменьшения деформаций земной поверхности, поэтому при их выборе рекомендуется составлять проект, производить расчет ожидаемых деформаций и находить коэффициент уменьшения деформаций, равный отношению величин допустимых деформаций для рассматриваемого объекта (о чем будет сказано далее) к максимальным расчетным. Пользуясь коэффициентом λ и разработанными вариантами отработки пластов, рекомендуемыми Правилами охраны (приложение 5), выбирают рациональный способ извлечения угля в зоне влияния на охраняемый объект и горнотехнические условия.

Следует заметить, что применение горных мероприятий иногда значительно усложняет разработку месторождений угля, а для глубин, менее безопасных, не достигает цели, т. е. снижения ожидаемых деформаций до уровня допустимых, поэтому их принятие всегда зависит от конкретных условий.

К конструктивным мерам охраны относятся специальные строительные конструктивные мероприятия, рассчитываемые строителями на восприятие определенных величин и видов деформаций, вводимых как в существующие объекты, так и вновь строящиеся на подрабатываемых площадках.

Типичными конструктивными мероприятиями являются: разделение зданий деформационными (осадочными) швами на отдельные, обособленные отсеки, усиление стен и фундамента здания армированием, усиление жесткости отсеков посредством устройства замкнутых подэтажных железобетонных или железобетонных монолитных поясов, отделение наземной части здания от фундамента швом скольжения, применение клиновидных армированных фундаментов, применение более прочных и качественных

материалов (повышенных марок цемента), увеличение опор межэтажных перекрытий, установка дополнительных связей, кронштейнов, поддомкрачивание зданий во время подработки, установка компенсаторов на трубопроводах и др. Более подробно мероприятия такого вида приводятся в «Рекомендациях по проектированию мероприятий для защиты эксплуатируемых зданий и сооружений от влияния горных разработок в основных угольных бассейнах», называемых в дальнейшем «Рекомендациями».

Использование третьего способа мер охраны возможно, если заранее планируются ремонтные в зданиях (жилых и общественных) и наладочные (в технологическом оборудовании) работы, предусматривающие временное прекращение эксплуатации объекта или частичное ограничение некоторых элементов работы, например ограничение скорости движения поездов и др.

Оставление целиков производится в случаях, когда другие меры охраны не могут гарантировать нормальную эксплуатацию объекта или являются экономически нецелесообразными.

§ 210. БЕЗОПАСНАЯ И ПРЕДЕЛЬНАЯ ГЛУБИНА РАЗРАБОТКИ ДЛЯ ОБЪЕКТОВ РАЗЛИЧНОГО НАЗНАЧЕНИЯ

Производство подземных горных разработок месторождений угля вызывает, как указывалось ранее, сдвиги и деформации земной поверхности. Объекты, попавшие в зону сдвига, деформируются, причем степень деформирования зависит от величин деформаций. Длительные инструментальные наблюдения за подработкой объектов, а также исследования нормальных условий эксплуатации объектов и технологического оборудования позволили установить допустимые и предельные величины деформаций для различных объектов, что одновременно способствовало более обоснованному понятию безопасных условий или безопасной глубины разработки. Под безопасной глубиной разработки понимают такую глубину, при которой и ниже горизонта которой горные работы не вызывают в сооружениях деформаций, более допустимых. Ниже горизонта безопасной глубины горные работы могут производиться без применения горных и конструктивных мер защиты. Безопасная глубина откладывается от охраняемого объекта по вертикали.

Безопасная глубина (м) для одиночного пласта или первого пласта свиты, когда для охраняемого объекта в качестве допустимых приняты горизонтальные деформации,

$$H_6 = k_e \frac{m}{[\varepsilon_{\text{н}}]} ; \quad (\text{XXVIII.1})$$

когда для охраняемого объекта в качестве допустимых деформаций приняты наклоны

$$H_6 = k_i \frac{m}{[i_{\text{н}}]} , \quad (\text{XXVIII.2})$$

где m — вынимаемая мощность пласта (при производстве полной закладки принимается эффективная мощность $m_э$), м; k_e и k_i — коэффициенты, определяемые из Правил охраны сооружений, величина которых зависит от угла наклона, подработанности толщи ранее отработанными пластами и принадлежности к конкретному бассейну; $[e_d]$ $[i_d]$ — допустимые величины горизонтальных деформаций и наклонов для рассматриваемого объекта.

Допустимыми деформациями принято считать деформации (в Правилах охраны они приводятся для гражданских и промышленных зданий, технологического оборудования, инженерных сооружений, опор ЛЭП, сантехнических сетей), могущие вызвать такие повреждения в сооружениях, при которых для дальнейшей эксплуатации достаточно проведение текущих наладочных и ремонтных работ.

Для некоторых объектов (транспортные сооружения, железные дороги, наклонные шахтные стволы и др.), для которых коэффициенты K_6 определены надежно опытным путем, безопасную глубину (м) рекомендуется определять по формуле

$$H_6 = mK_6, \quad (\text{XXVIII.3})$$

где m — вынимаемая, или эффективная, мощность пласта, м; K_6 — коэффициент, определяемый по Правилам охраны (при повторных подработках K_6 увеличивается на 15%).

При разработке свиты пластов формулами (XXVIII.1) — (XXVIII.3) для определения H_6 можно пользоваться в тех случаях, когда: 1) разрыв во времени между отработкой пластов превышает общую продолжительность процесса сдвижения от разработки каждого пласта и деформации от разработки каждого пласта меньше допустимых, а повреждения, вызванные предыдущей подработкой, полностью ликвидированы; 2) принятая схема и порядок отработки пластов не дают неоднозначного накопления деформаций. Если перечисленные условия не соблюдены, тогда каждой последующей выемке пластов свиты должны предшествовать расчеты деформаций от каждого вынимаемого пласта, суммирование их и сличения с допустимыми для подрабатываемого объекта. Повторная подработка будет возможна, если суммарные расчетные деформации от 2, 3... пластов окажутся меньшими допустимых для рассматриваемого объекта.

Для определения ориентировочных условий применения горных и конструктивных мер при подработке объектов существует понятие о предельной глубине разработки. Под предельной глубиной разработки одиночного пласта или первого пласта свиты понимают глубину, выше горизонта которой горные работы могут вызвать появление предельных деформаций, нарушающих нормальную эксплуатацию зданий и сооружений.

Предельная глубина, когда для охраняемого объекта в качестве предельных деформаций приняты горизонтальные деформации,

$$H_{\pi} = k_c \frac{m}{[\epsilon_{\pi}]}; \quad (\text{XXVIII.4})$$

когда для охраняемого объекта в качестве предельных деформаций приняты наклоны

$$H_{\pi} = k_l \frac{m}{[i_{\pi}]}, \quad (\text{XXVIII.5})$$

где k_c , k_l и m имеют то же определение, что и для формул (XXVIII.1)—(XXVIII.2); $[\epsilon_{\pi}]$, $[i_{\pi}]$ — предельные величины горизонтальных деформаций и наклонов, числовые значения которых приводятся в Правилах охраны.

Выемка запасов угля на глубинах между безопасной H_6 и предельной H_{π} должна производиться с применением горных мер охраны, конструктивных мер или совместно тех и других в зависимости от величины расчетных деформаций и коэффициента λ для рассматриваемого случая. Подработка объектов выше безопасной глубины H_6 , а тем более предельной H_{π} допустима только в тех случаях, если горные, конструктивные или совместно те и другие меры снижают расчетные деформации до уровня допустимых или усиливают сопротивляемость конструкций объекта до установленного уровня расчетных деформаций.

В тех случаях, когда применение горных и конструктивных мер по технико-экономическим расчетам нецелесообразно или не достигает цели, тогда принимается решение об оставлении предохранительного целика.

Для водоемов, расположенных на земной поверхности (рек, водохранилищ, прудов), под безопасной глубиной разработки понимается глубина, при которой зона водопроводящих трещин, образующаяся над выработанным пространством, не достигает нижнего контура водного объекта. При ведении горных работ на безопасной глубине и ниже исключается возможность внезапных прорывов воды и затопления горных выработок, однако увеличенные притока воды возможно.

По условиям подработки, связанным с литологическим составом и водопроницаемостью подстилающих пород, водные объекты делятся на две группы: на водоупорном и на водопроводящем основаниях.

К первой группе относятся: 1) водотоки и водоемы, обводненные пески и гравийно-галечные отложения, повсеместно отделенные от коренных пород, залегающих над разрабатываемым пластом, глинами или суглинками (при мощности глин и суглинков не менее глубины водоема и расположении уровня воды в коренных породах ниже почвы глин и суглинков); 2) обводненные породы с коэффициентом фильтрации более $0,05 \text{ м}^3/\text{сут}$ и затопленные выработки, отделяемые от разрабатываемых пластов водоупор-

ными слоями коренных пород с коэффициентом фильтрации до 10^{-4} м³/сут.

Ко второй группе относятся водные объекты, не вошедшие в первую группу.

Безопасная глубина разработки под водными объектами первой группы при мощности глинистых наносов не менее удвоенной вынимаемой мощности пласта определяется по табл. 4, при мощности глинистых наносов менее удвоенной вынимаемой мощности пласта — по табл. 5. Безопасная глубина под водными объектами второй группы определяется по табл. 4.

ТАБЛИЦА 4

Вынимаемая мощность пласта, м	Безопасная глубина разработки (м) под водными объектами при минимальной мощности глинистых наносов, м					
	2—4	5—6	7—8	9—10	11—15	более 15
1,0	40	35	30	30	25	20
1,5	60	50	45	40	35	30
2,0	75	60	55	50	45	40
2,5	—	65	60	55	50	50
3,0	—	70	65	60	60	60

Повторная подработка водных объектов допускается по окончании периода опасных деформаций после проведения очистных работ в вышележащем пласте. При этом глубина разработки для каждого последующего пласта должна быть не менее величины, определяемой по мощности данного пласта и по табл. 4, 5, а также величины $20 (m_1 + 0,5 \sum m_p)$, где m_1 — мощность данного пласта; $\sum m_p$ — суммарная мощность ранее отработанных пластов.

ТАБЛИЦА 5

Вынимаемая мощность пласта, м	Безопасная глубина разработки (м) под водными объектами при средней мощности аргиллитов, алевролитов и глинистых сланцев от мощности коренных пород в подрабатываемой толще, %				
	0—20	21—40	41—60	61—80	81—100
1,0	60	55	50	45	40
1,5	90	80	75	70	60
2,0	115	105	95	85	80
2,5	125	115	105	95	85
3,0	140	130	115	105	90
3,5	150	140	125	110	95

Безопасная глубина для каждого последующего пласта определяется по его мощности (см. табл. 4, 5) при наличии под контуром водного объекта глин и суглинков мощностью не менее

$2(m_1 + m_2 + \dots + m_n)$, где m_1, m_2, \dots, m_n — вынимаемые мощности соответствующих пластов. При меньшей мощности глин и суглинков определение безопасности глубины без учета ранее отработанных пластов допускается только для второго пласта при $m_2 \leq m_1$ и $N_{1-2} \geq 1,5H_{6_1}$, где m_1 — мощность первого пласта; m_2 — мощность второго пласта; N_{1-2} — расстояние по нормали между первым и вторым пластами; H_{6_1} — безопасная глубина для первого пласта, определяемая по табл. 4, 5.

§ 211. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДОПУСТИМЫХ И ПРЕДЕЛЬНЫХ ДЕФОРМАЦИЙ ДЛЯ ПОДРАБАТЫВАЕМЫХ ОБЪЕКТОВ

В предыдущем параграфе было рассмотрено понятие о безопасной и предельной глубинах разработки при выборе мер охраны сооружений. Для определения безопасной глубины необходимо знать значение коэффициента безопасности для соответствующего объекта или величины допустимых деформаций (растяжений, сжатий, наклонов). В действующих Правилах охраны по отдельным угольным бассейнам значения коэффициентов безопасности даются в зависимости от угла наклона пласта и категории охраны объекта. Перечень объектов с учетом их важности, народнохозяйственного значения, конструкции сооружения, относящихся к той или иной категории, приводится в вышеуказанных Правилах. В Правилах охраны формула для определения безопасной глубины, имеющая вид $H_6 = mK_6$, сохранена только для некоторых видов сооружений (транспортных, наклонных стволов, ЛЭП и др.). Для остальных объектов безопасная и предельная глубины определяются через допустимые и предельные величины деформаций $[\varepsilon]$, $[i]$. При определении условий их подработки необходимо выяснить, не изменились ли горнотехнические условия, принятые при составлении проекта. Если изменений нет или они незначительны (уменьшение величины отношения $\frac{H}{m}$ не превышает 10%, а изменение угла наклона произошло на величину не более 10°), тогда горные предприятия могут вести работы под объектами.

Для объектов без конструктивных мероприятий с жесткой конструктивной схемой должны быть установлены допустимые и предельные деформации, а в некоторых случаях допустимые условия подработки (например, для водоемов).

Аналогично делению объектов на категории охраны при установлении допустимых деформаций все объекты в зависимости от конструкции, назначения, важности, показателей деформируемости и других признаков принято делить на следующие группы: гражданские здания, промышленные, инженерные сооружения, технологическое оборудование, санитарно-технические сети и опоры ЛЭП, транспортные сооружения, шахтные стволы, водоемы.

Применительно к этому делению рассмотрим вопрос о допустимых деформациях.

Гражданские здания. Из наблюдений было установлено, что степень деформируемости жилых и общественных зданий без конструктивов лучше всего характеризовать величиной показателя суммарных деформаций Δl . Расчетный показатель суммарных деформаций (мм) определяется по формуле

$$\Delta l = l \sqrt{m_e^2 \varepsilon^2 + m_k^2 \frac{H_3^2}{R^2}}, \quad (\text{XXVIII.6})$$

где l — длина здания, отсека, мм; H_3 — высота здания от подошвы фундамента до верха карниза, м; ε — расчетная величина горизонтальных деформаций; R — расчетная величина радиуса кривизны, м; m_e и m_k — коэффициенты условий работы, осредняющие соответственно горизонтальные деформации и кривизну по длине здания (выбираемые из Правил охраны).

При образовании на земной поверхности сосредоточенных деформаций (трещины с уступами) расчетное значение Δl (мм) определяется по формуле

$$\Delta l = l \left(m_e \varepsilon + 2 \frac{h_y}{d} \frac{H_3}{l} \right), \quad (\text{XXVIII.7})$$

где l , m_e , H_3 , ε — то же, что в формуле (XXVIII.6); h_y — расчетная величина уступа (м), определяемая по Правилам охраны; d — размер зоны повреждений в районе уступа, определяемый в зависимости от этажности зданий (м).

В правилах охраны приведены ожидаемые повреждения конструкций гражданских зданий в зависимости от величины Δl . Анализ степени повреждений зданий послужил основанием для установления нормативных показателей суммарных деформаций $[\Delta l_d]$, приведенных в табл. 6.

ТАБЛИЦА 6

Разряд	Назначение зданий	Этажность	$[\Delta l_d]_{н.}$ мм	$[\Delta l_{п.}]_{н.}$ мм
1	Общественные здания, имеющие особую значимость, монументальные здания, здания с большими залами пролетом более 18 м	1—3	90	160
		4—5	120	160
2	Детские дошкольные учреждения, больницы, поликлиники, школы, родильные дома, бани, театры, дворцы культуры	1—3	110	180
		4—5	140	180
3	Жилые здания, гостиницы	1—3	130	180
		4—4	150	180
4	Учреждения общественного обслуживания, вспомогательные здания	1—3	140	180
		4—5	170	180

Допустимым и предельным деформациям земной поверхности для гражданских зданий соответствуют допустимые и предельные значения $[\Delta l]$, определяемые по формулам:

$$[\Delta l_d] = [\Delta l_{dн}] n_1 n_2 n_3 n_4 n_5; \quad (\text{XXVIII.8})$$

$$[\Delta l_n] = [\Delta l_{nн}] n_1 n_2 n_3 n_4 n_5; \quad (\text{XXVIII.9})$$

где $[\Delta l_{dн}]$, $[\Delta l_{nн}]$ — нормативные допустимый и предельный показатели суммарных деформаций, определяемые по табл. 6; n_1, n_2, n_3, n_4, n_5 — коэффициенты, величины которых зависят соответственно от грунтовых условий, материала (толщины) стен, износа стен, наличия жестких перекрытий, формы здания, определяемые по Правилам охраны. При выборе коэффициентов должно соблюдаться условие: $0,5 \leq n_1 n_2 n_3 n_4 n_5 \leq 2$.

Допустимые горизонтальные деформации для гражданских зданий, используемые в формуле (XXVIII.1), определяются из выражения

$$[\varepsilon] = \frac{[\Delta l]}{1,2 m_e l},$$

где $[\Delta l]$ — допустимые или предельные величины показателя суммарных деформаций, определяемые по формулам (XXVIII.8) и (XXVIII.9); m_e и l — то же, что при вычислениях по формуле (XXVIII.6).

При повторной проработке зданий расчетный показатель суммарных деформаций определяется исходя из расчетных деформаций, равных алгебраической сумме деформаций от намечаемой и ранее произведенной проработки.

При проработке гражданских объектов выше H_6 или H_n в целях корректирования мер охраны и выполнения необходимых ремонтных работ рекомендуется закладывать наблюдательные станции и проводить наблюдения по методике, рассмотренной в § 202.

Промышленные объекты с учетом характера производственного процесса, чувствительности инженерного, технологического оборудования и строительных конструкций к деформациям земной поверхности, а также народнохозяйственной значимости принято делить на 5 разрядов. К I разряду отнесены самые важные объекты со сложным технологическим оборудованием, трехсменной работой и строгими требованиями к санитарным условиям. Перечень объектов каждого разряда приведен в Правилах охраны.

Для промышленных зданий с размещенным технологическим оборудованием величины допустимых и предельных деформаций устанавливаются отдельно для зданий и оборудования, а меры охраны назначаются по наименьшим величинам допустимых (предельных) деформаций.

Промышленные здания, отнесенные к одному из разрядов, принято делить на два вида: с жесткой конструктивной схемой — бескаркасные (кирпичные и шлакоблочные с расстоянием между

поперечными стенами при железобетонных перекрытиях менее 18 м и при деревянных менее 9 м) и каркасные.

Для первой группы промышленных зданий в качестве нормативных допустимых и предельных деформаций принимаются показатели суммарных деформаций, приведенные ниже (величина $[\Delta l_n]_H$ для всех разрядов равна 250 мм).

Разряд промышленных зданий	$[\Delta l_n]_H$
1—2	120
3	150
4	200
5	250

Для каркасных промышленных зданий установлены величины показателя $[c_d]$, зависящие от разряда и конструктивной схемы здания.

Разряд зданий	Значение $[c_d]$ (мм) для зданий	
	каркасных	с неполным каркасом
1	25	20
2	40	35
3	60	40
4	80	60

Нормативные величины допустимых горизонтальных деформаций для промышленных каркасных зданий определяются по формуле

$$[\epsilon_d]_H = \frac{[c_d]}{m_\epsilon l_n}, \quad (\text{XXVIII.10})$$

где m_ϵ — коэффициент, учитывающий условия работы; l_n — расстояние от середины здания, отсека, ближайшей связевой панели или жесткой пристройки до крайних фундаментов, мм.

Величины нормативных предельных деформаций промышленных зданий определяются по формулам:

для каркасных зданий

$$[\epsilon_n]_H = \frac{[c_n]}{m_\epsilon l_n}; \quad (\text{XXVIII.11})$$

для бескаркасных зданий

$$[\epsilon_n]_H = \frac{100}{m_\epsilon l_n}. \quad (\text{XXVIII.12})$$

Показатель $[c_n]$ зависит от высоты колонн и равен для 1—4 разрядов зданий при высоте 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10 м и более соответственно 60; 70; 80; 90; 100; 110 и 120 мм, а для 5 разряда соответственно 70; 80; 90; 100; 110; 120 и 130 мм.

Для отдельных инженерных сооружений (подземных резервуаров, башенных сооружений, электроподстанций, бункеров, промышленных печей, канатных дорог), технологического оборудования (компрессоров, подкрановых путей, вентиляторов, котлов,

станков), сантехнического оборудования (газопроводов, нефтепроводов, теплопроводов, водоводов, канализационных сетей) нормативные допустимые и предельные величины деформаций даются в Правилах охраны.

Величины допустимых и предельных деформаций для промышленных зданий, инженерного, технологического и сантехнического оборудования определяются по формулам:

$$\begin{aligned} [\varepsilon_d] &= [\varepsilon_d]_н n_1 N_1; & [\varepsilon_n] &= [\varepsilon_n]_н n_1 N_1; \\ [i_d] &= [i_d]_н n_1 N_1; & [i_n] &= [i_n]_н n_1 N_1; \\ [R_d] &= [R_d]_н \frac{1}{n_1 N_1}; & [R_n] &= [R_n]_н \frac{1}{n_1 N_1}, \end{aligned}$$

где $[\varepsilon_d]_н$, $[i_d]_н$, $[R_d]_н$ — нормативные допустимые величины соответственно относительных горизонтальных деформаций, наклонов и радиуса кривизны; $[\varepsilon_n]_н$, $[i_n]_н$, $[R_n]_н$ — нормативные предельные величины соответственно относительно горизонтальных деформаций, наклонов и радиуса кривизны; N_1 — коэффициент, учитывающий состояние здания к моменту подработки (при хорошем состоянии $N_1 = 1$, при удовлетворительном $N_1 = 0,9$, неудовлетворительном $N_1 = 0,8$).

Подработка объектов различного назначения ниже безопасной глубины хотя и допускается, но, учитывая некоторые особенности эксплуатации объектов, а также последствия, к которым может привести подработка, рекомендуется применять ряд специальных конструктивных мероприятий и наблюдений. Например, при подработке кранового оборудования необходимо производить нивелировку подкрановых путей, измерение ширины колеи, следить за помехами в работе крана. Периодичность наблюдений в активную стадию — один раз в месяц, в остальное время — через три-четыре месяца. При возникновении продольных уклонов более $6 \cdot 10^{-3}$, поперечных $5 \cdot 10^{-3}$ и изменений ширины колеи от установленного размера более чем на 35 мм рекомендуется производить исправление пути.

При подработке подземных трубопроводов (водопроводов, газопроводов, нефтепроводов), если расчетные величины деформаций больше допустимых (предельных), необходимо применять одно из следующих мероприятий: установку компенсаторов, кольцевание сети, усиление сварных стыков, вскрытие трубопровода траншеей с засыпкой материалом небольшого сцепления с трубой, вскрытие трубопровода колодцами в характерных точках мульды (в точках максимальных деформаций растяжений, сжатий, на краях мульды) и снятие напряжений разрезкой.

При подработке транспортных сооружений и железных дорог МПС при глубине работ более или равной безопасной, вычисляемой по формуле $H_6 = mK_6$, где m — вынимаемая мощность пласта, K_6 — коэффициент безопасности (K_6 для железных дорог со скоростями движения свыше 100 км/ч, оборудованных бессты-

ковыми рельсами, а также железнодорожных мостов, путепроводов с пролетами свыше 20 м принимается равным 400, для железных дорог общего пользования при грузообороте свыше 3 млн. км/год и при движении в сутки свыше трех пар пассажирских поездов $K_6 = 150$, для остальных железных дорог, кроме подземных к шахтам, $K_6 = 100$), должен составляться проект ведения горных работ и утверждаться главным инженером производственного объединения. Проект подлежит согласованию с управлением железной дороги. При этом горное предприятие обязано безостановочно вести горные работы с частичной закладкой выработанного пространства и производить на подрабатываемом участке железной дороги инструментальные наблюдения за сдвижением железнодорожного пути и земной поверхности. Наблюдения должны вестись с начала подработки и до окончания периода опасных деформаций через 15—20 дней, а в период окончания процесса сдвижения — через 2 месяца. Обработанные результаты наблюдений следует передавать службе пути МПС не позднее, чем через 2 дня после проведения каждого наблюдения. Подработка железных дорог МПС выше горизонта H_6 может быть допущена при применении горных мер охраны, обеспечивающих возникновение величин сдвижений и деформаций, не превышающих тех, которые возникают при $H_6 = mK_6$ для железных дорог. Проект подработки подлежит обязательному согласованию с управлением дороги и госгортехнадзором.

Подъездные пути МПС от шахт угольных предприятий и других ведомств, а также трамвайные линии и автомагистрали охраняются от образования над ними провалов, больших трещин. Выемка пластов под ними допускается при $\alpha < 45^\circ$ с $H \geq 20m$ (но не менее 25 м), а при $\alpha > 45^\circ$ с $H \geq 30m + h$ (h — мощность наносов). Для этих случаев необходимы также инструментальные наблюдения за оседанием подрабатываемых объектов и своевременные ремонтные работы.

Во всех угольных бассейнах вертикальные шахтные стволы с копрами и подъемными машинами охраняются без учета безопасной глубины. Допускается отработка предохранительных целиков по пластам, расположенным на расстоянии по вертикали от зумпфа не менее c_1m — при жестких креплениях и c_2m — при податливых по специально разработанному проекту. Коэффициенты c_1, c_2 выбираются из Правил охраны или принимаются равными 500 и 250. Наклонные шахтные стволы вместе с копрами и подъемными машинами охраняются предохранительными целиками до безопасной глубины, определяемой по формуле $H_6 = mK_6$. Значение коэффициента K_6 определяется по Правилам охраны для каждого бассейна.

Перед подработкой водных объектов необходимо предварительно собрать следующие данные: границы водного объекта в плане, ровенный режим в течение года, отметки дна водоема или водного горизонта, запасы воды и суммарный дебит водного

объекта, литологический состав толщи пород между пластом и дном водоема, водопроницаемость пород толщи, уровенный режим подземных вод, характеристику данных осадков и пород ложа водоема (наличие глин, суглинков, их мощность, наличие тектонических нарушений, выходящих под водный объект), ожидаемый дополнительный приток воды в горные выработки (расчет притока воды выполняется по методике, предложенной в Правилах охраны).

Подработку водных объектов ниже границы безопасного ведения горных работ рекомендуется производить с соблюдением следующих мер безопасности:

а) систематического наблюдения за водопроявлениями в подготовительных и очистных выработках, а также измерения притока воды;

б) улучшенного освещения горных выработок, обеспечения надежными средствами связи и сигнализации;

в) инструктажа лиц, работающих в районе водного объекта, о срочных мерах, подлежащих выполнению в случае увеличения притока воды в выработки;

г) систематической расчисткой водосточных канав;

д) соблюдения мер по недопущению перепуска угля и породы с вышележащих участков, отработанных под водным объектом, а также выноса песка и обрушенных пород в выработанное пространство.

§ 212. СПОСОБЫ ПОСТРОЕНИЯ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ЦЕЛИКОВ

В § 210 отмечалось, что охрана объектов с помощью предохранительных целиков производится в тех случаях, когда фактическая глубина горных работ под объектом меньше безопасной и когда другие меры охраны нецелесообразны.

В настоящее время известны следующие способы построения предохранительных целиков: а) способ вертикальных разрезов (сечений), б) способ перпендикуляров и в) способ изолиний (проекций с числовыми отметками). Последний способ ввиду некоторой сложности графических построений редко применяется, поэтому в дальнейшем его рассматривать не будем.

Границы предохранительных целиков строятся относительно границ охраняемой площади, в которую входит объект (охраняемый контур) и так называемая берма (размер, на который увеличивается контур с расположенным объектом). Охраняемый контур строится в виде прямоугольника, стороны которого параллельны элементам залегания пласта (рис-321), если отношение длинной стороны к короткой менее 5. В другом случае стороны охраняемого контура строятся параллельно оси объекта (железной дороги, канала, реки, водохранилища). Заметим, что в охраняемый контур железных дорог входит нижнее основание насыпи или верхнее

сечение выемки, а в охраняемый контур водоема (реки) — площадь (зеркало) наибольшего разлива воды. В один охраняемый контур может быть включено несколько объектов, если они относятся к одной и той же категории или допустимые деформации

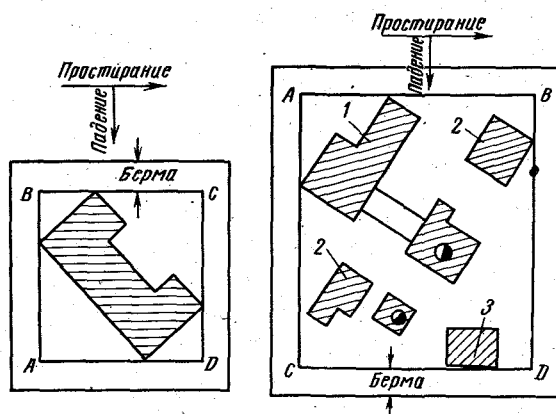


РИС. 321. Охраняемый контур и берма для одного или нескольких зданий: 1 — здание обогатительной фабрики; 2 — здание подъемной машины; 3 — электростанция

для них одинаковы по своей величине. Берма откладывается от границ охраняемого контура во все стороны. Ширина бермы зависит от допустимых величин $[\epsilon_d]$ $[i_d]$ для зданий и сооружений или от категории охраны транспортных и других сооружений и определяется по табл. 7.

ТАБЛИЦА 7

Ширина бермы, м	Допустимые деформации		Категория охраны транспортного сооружения
	$[\epsilon_d] \cdot 10^{-3}$	$[i_d] \cdot 10^{-3}$	
20	2 и менее	4 и менее	I
15	2,1—4,0	4,1—6,0	II
10	4,1—6,0	6,1—8,0	III
5	Более 6	Более 8	IV

Если по $[\epsilon_d]$ $[i_d]$ бермы получаются разными для сооружения, то принимается наибольшее значение. Для сооружений только с предельными деформациями берма равна 10 м. Для вертикальных стволов берма принимается равной 20 м, технических скважин и шурфов — 10 м.

Для построения предохранительных целиков необходимо иметь: а) план с нанесенным объектом, отметками земной поверхности, изогипсами пласта (масштаб 1 : 2000, 1 : 5000); б) вертикальный

разрез по падению пласта с нанесенными линией границы наносов, пластами угля и их характеристикой (α , m); в) характеристику объекта (строительная конструкция, материал, износ и др.) и расположенного в нем оборудования.

Способ вертикальных разрезов. Сущность этого способа состоит в построении вертикальных разрезов вкrest простираия пласта и по простираию, проходящих через охраняемый контур, на которых с помощью углов сдвигения в наносах φ и коренных породах β , γ , δ определяются границы целика. Для объектов большой протяженности, не совпадающих с простираием (падением) пласта, разрезы строятся в произвольных направлениях и границы целиков определяются с помощью углов в наносах φ и в коренных породах β' , γ' . Переноса границы целика с разрезов на план и соединяя их в определенной последовательности, получают контур целика в плане.

Рассмотрим отдельные примеры построения предохранительных целиков под некоторые объекты более подробно.

Построение предохранительного целика под отдельное здание школы для условий Донецкого бассейна. Под зданием школы залегают три пласта мощностью 1,5; 1,6 и 1,8 м на глубинах 57; 164 и 208 м (рис. 322). Пласт I отработан ранее до постройки школы. Мощность наносов 10 м, грунт — суглинки, здание кирпичное, толщина стен 510 мм, перекрытие — железобетонные плиты, износ 10%, форма П-образная.

Выбор мер охраны.

1. Определяем допустимый и предельный показатели суммарных деформаций по формулам:

$$[\Delta l_{\text{д}}] = [\Delta l_{\text{д}}]_{\text{н}} n_1 n_2 n_3 n_4 n_5 = 150 \cdot 1 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot 1,2 \cdot 0,8 = 172 \text{ мм};$$

$$[\Delta l_{\text{п}}] = [\Delta l_{\text{п}}]_{\text{н}} n_1 n_2 n_3 n_4 n_5 = 180 \cdot 1 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot 1,2 \cdot 0,8 = 207 \text{ мм}.$$

Рассчитываем допустимые и предельные горизонтальные деформации:

$$[\varepsilon_{\text{д}}] = \frac{[\Delta l_{\text{д}}]}{1,2 m_{\text{эл}}} = \frac{172}{1,2 \cdot 0,7 \cdot 35} = 5,8 \cdot 10^{-3};$$

$$[\varepsilon_{\text{п}}] = \frac{[\Delta l_{\text{п}}]}{1,2 m_{\text{эл}}} = \frac{207}{1,2 \cdot 0,7 \cdot 35} = 7 \cdot 10^{-3}.$$

3. Определяем H_6 и $H_{\text{п}}$ для пласта II с учетом повторной подработки толщи пород:

$$H_6 = k_{\varepsilon} \frac{m}{[\varepsilon_{\text{д}}]} = 0,79 \cdot 1,2 \frac{1,6}{5,8 \cdot 10^{-3}} \approx 260 \text{ м};$$

$$H_{\text{п}} = k_{\varepsilon} \frac{m}{[\varepsilon_{\text{п}}]} = 0,79 \cdot 0,2 \frac{1,6}{7 \cdot 10^{-3}} \approx 215 \text{ м}.$$

Ввиду значительного превышения H_6 и $H_{\text{п}}$ и по сравнению с глубиной залегания пласта II, применение горных и конструктивных мероприятий нецелесообразно, поэтому следует оставлять предохранительный целик.

4. Проверяем данный вывод сравнением расчетных деформаций с допустимыми.

При отсутствии календарного плана отработки вероятные значения ε подсчитываем по формуле

$$\begin{aligned} \varepsilon_B &= 0,7 (\cos^2 \alpha + \sin 2\alpha) \sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1}\right)^2} = \\ &= 0,7 (0,975 + 0,309) \sqrt{\left(\frac{1,6}{160}\right)^2} = 0,898 \cdot 0,01 = 8,98 \cdot 10^{-3}; \\ \varepsilon_{рас} &= \varepsilon_B n_B = 8,98 \cdot 10^{-3} \cdot 1,2 = 10,8 \cdot 10^{-3}. \end{aligned}$$

Расчетные деформации также превышают допустимые и предельные, поэтому надо оставлять целик.

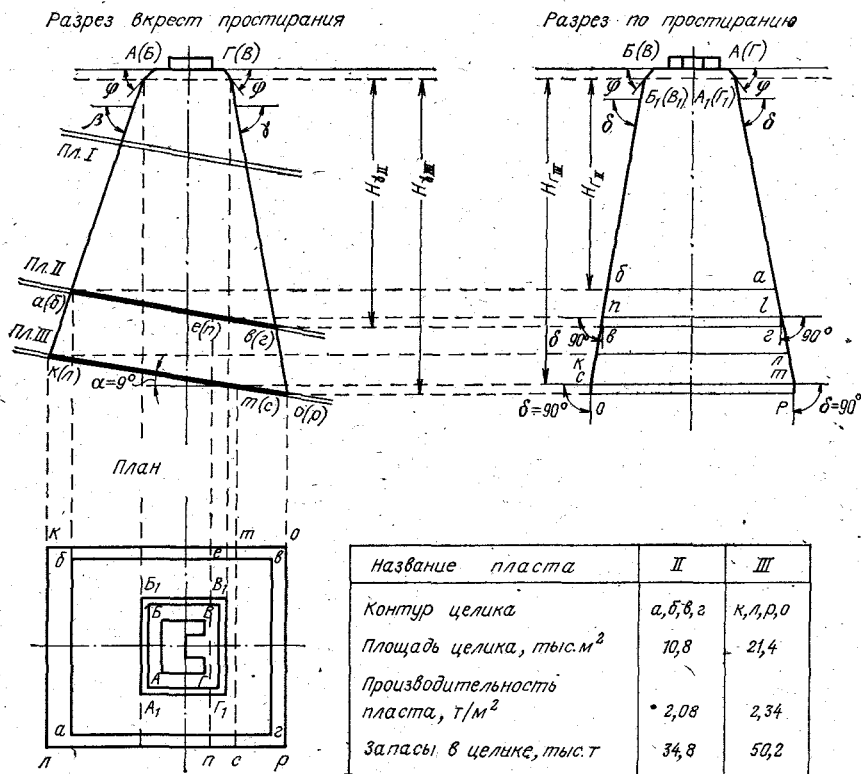


РИС. 322. Построение способом вертикальных разрезов предохранительного целика под отдельное здание школы

Построение целика ведется в следующей последовательности.

1. На плане у объекта строим охраняемый контур $АВВГ$, размеры которого увеличиваем на найденное по допустимым горизонтальным деформациям $[\varepsilon_d]$ значение бермы, равное 10 м.

Проектируем границы охраняемой площадки на вертикальные разрезы вкрест простирания и по простиранию [точки $A(B)$, $\Gamma(B)$ и $B(B)$, $A(\Gamma)$].

2. Определяем углы сдвижения: в наносах $\varphi = 60^\circ$; в коренных породах и в подработанной толще $\gamma = \delta = 80^\circ$; $\beta = 80^\circ$ — $0,8\alpha = 73^\circ$.

3. На разрезе вкрест простирания от границ охраняемой площадки $A(B)$ и $\Gamma(B)$ проводим линии под углом $\varphi = 60^\circ$ до контакта наносов с коренными породами. От точки $A(B)$ под углом сдвижения $\beta = 73^\circ$ проводим линию до пересечения с пластом II, получаем точку $a(b)$ — верхнюю границу целика. От точки $\Gamma(B)$ проводим линию под углом сдвижения $\gamma = 80^\circ$ до пересечения с тем же пластом. Получим точку $в(z)$ — нижнюю границу целика. Точки $a(b)$ и $в(z)$ проектируем на разрез по простиранию.

4. На разрезе по простиранию от границ охраняемой площадки — точки $B(B)$ и $A(\Gamma)$ проводим линии в наносах под углом $\varphi = 60^\circ$ до контакта с коренными породами. Получаем точки $B_1(B_1)$ и $A_1(\Gamma_1)$. От этих точек проводим линии под углами сдвижения $\delta = 80^\circ$. На пересечении этих линий с проекцией верхней границы целика получаем точки a и $б$, определяющие верхнюю границу целика по простиранию. Для получения нижней границы целика производим следующее построение. Продолжаем линии, проведенные под углом δ , до горизонта, расположенного ниже контакта коренных пород с наносами, на расстояние, определяемое по формуле

$$H_{r_{II}} = A_r H_{\gamma_{II}} = \sqrt{\frac{\operatorname{tg} \gamma - \operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \gamma + \operatorname{tg} \alpha}} H_{\gamma_{II}} = 0,975 \cdot 168 = 164 \text{ м,} \quad (\text{XXVIII.16})$$

где $H_{\gamma_{II}}$ — расстояние от контакта коренных пород с наносами до нижней границы целика на разрезе вкрест простирания, равное 168 м. Подставив все значения в формулу (XXVIII.16), определим величину $H_{r_{II}}$ и точки n и l . От этих точек под углом $\delta = 90^\circ$ проводим линии до пересечения с проекцией нижней границы целика. Получаем точки $в$ и $г$.

5. Границы предохранительного целика, полученные на вертикальных разрезах вкрест простирания и по простиранию, переносим на план и получаем контур целика $абвг$. Аналогично идет обоснование и построение целиков под второй пласт.

• *Построение предохранительных целиков под вертикальные стволы* производится без учета безопасной глубины. Границы предохранительных целиков определяются от границ охраняемой площади, включающей копры, здания подъемных машин и берму. По углам сдвижения определяются границы целиков до глубины H_0 независимо от глубины для вентиляционных и воздухоподающих стволов, не оборудованных подъемом и закрепленных податливой крепью, а также в пластах, расположенных от зумпфа

ниже $0,2H_c$ (H_c — глубина ствола с зумпфом). В интервале $H_0—H_1$ (при $\alpha < 45^\circ$) и $H_0—H_2$ (при $\alpha > 45^\circ$) границы щеликов определяются линиями, соединяющими границы щеликов соответственно на горизонтах $H_0—H_1$ (при $\alpha < 45^\circ$) или $H_0—H_2$ (при $\alpha > 45^\circ$).

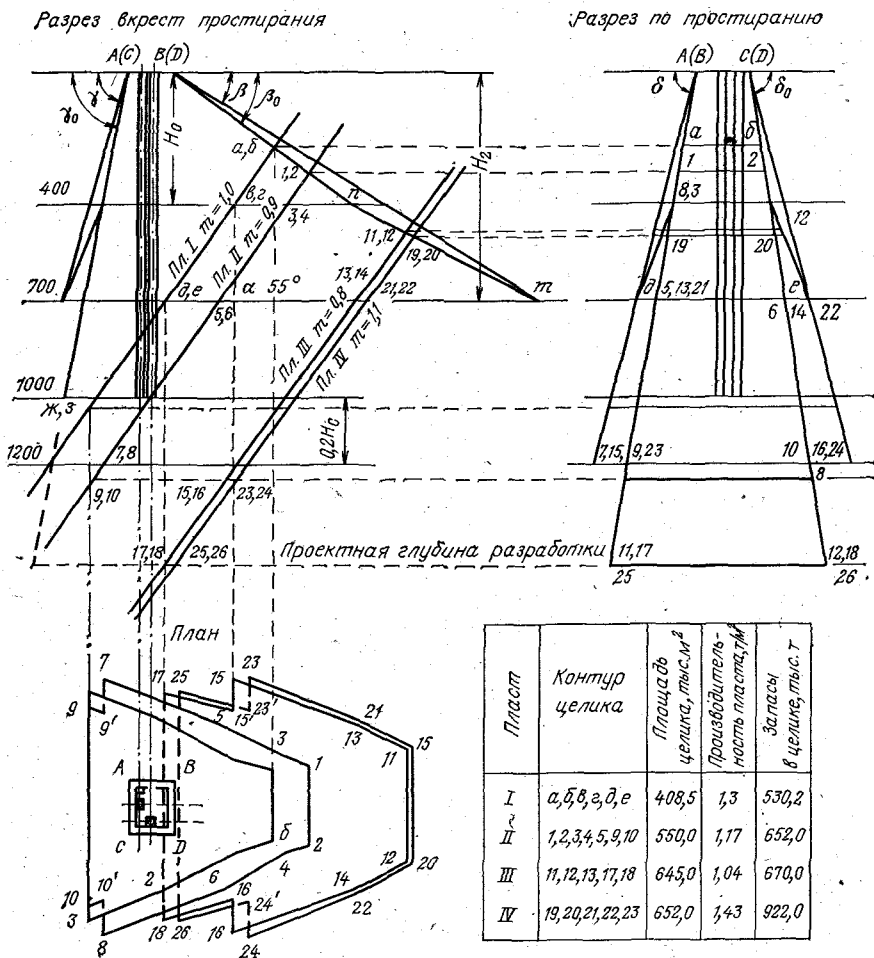


РИС. 323. Построение способом вертикальных разрезов предохранительных щеликов под вертикальные стволы, копры и подъемные машины

Числовые значения H_0 , H_1 , H_2 по отдельным бассейнам приведены в Правилах охраны. На рис. 323 показано построение предохранительных щеликов способом вертикальных разрезов в свите пластов для охраны сооружений подъемного комплекса (площадка ABCD) вместе с бермой, равной 20 м (для условий Донецкого бассейна). Углы сдвижения в насосах не учтены, так как мощность

наносов $h < 5$ м. Построение ведется в следующей последовательности.

1. Из точек бермы B (D) (разрез по падению пластов) проводятся линии под углом сдвижения $\beta = 80^\circ - 0,8\alpha = 80^\circ - 0,8 \cdot 55^\circ = 36^\circ$ до линии гор. 400 м и под граничным углом $\beta_0 = 75^\circ - 0,8\alpha = 31^\circ$ до пересечения с линией гор. 700 м. Верхними границами целика пластов I и II будут точки a , b и 1, 2. Для получения верхних границ целика в пластах III и IV соединяем точки n и t и получаем искомые точки 11, 12 и 19, 20 в пересечении этой линии с пластами III и IV. Для получения нижних границ целиков проводим из точек бермы A (C) линии под углом сдвижения $\gamma = 80^\circ$ до пересечения с линией гор. 400 м и ниже до пересечения с линией проектной глубины разработки. Для пластов I и II нижними границами будут точки в пластах, отстоящих от оси ствола на 250 м (согласно Правилам охраны), а для пластов III и IV — точки пересечения пластов с линией проектной глубины разработки.

2. На разрезе по простиранию из точек берм A (B) и C (D) проводим линии с углами сдвижения $\delta = 80^\circ$ до гор. 400 м и ниже до линии проектной глубины разработки, а также под граничным углом $\delta_0 = 75^\circ$ до пересечения с линиями гор. 700 м и $1,2H_0$. Для получения размеров целиков по простиранию в интервале $H_0 - H_2$ соединяем точки v , c , d и z , c , e прямыми линиями. Проектируя верхние и нижние границы целиков, а также промежуточные на гор. 400 м, 700 м и $1,2H_0$ с разреза вкрест простиранию на разрез по простиранию, получаем в пересечении с линиями, проведенными под углами сдвижений δ и с граничными углами δ_0 , размеры целиков по простиранию.

3. Пользуясь размерами вкрест простирания и по простиранию, строим предохранительные целики в плане, затем подсчитываем запасы в целиках.

Построение предохранительного целика под наклонный ствол (рис. 324). Ствол пройден по пласту l_4 , закреплен металлом. Угли марки А. Ниже пласта l_4 на расстоянии H по вертикали (124 м) залегает пласт l_3 мощностью 1,3 м. Наносы отсутствуют. Опорные целики у ствола оставлены равными 50 м. По правилам охраны $K_6 = 150$, берма 10 м, $H_6 = mK_6 = 195$ м. Так как $H_6 > H$, в пласте l_3 надо оставлять целик. В охраняемую площадку включается наклонный ствол, здание подъемной машины с бермой и околоствольные целики. Построение целика производится в следующей последовательности.

1. На вертикальном разрезе вкрест простирания от здания подъемной машины откладывается берма (точка A). Из точки A проводится линия под углом сдвижения $\beta = 85^\circ - 0,8\alpha = 85^\circ - 38^\circ = 47^\circ$ до пересечения с пластом l_3 (точки a_1 , a_2). Из точки B устья ствола проводится линия под углом сдвижения $\gamma = 85^\circ$ до пересечения с пластом l_3 (точки b_1 , b_2). Точки a_1 (a_2), b_1 (b_2) проецируются на разрез по простиранию. От точки зумпфа ствола

откладывается размер опорного целика (точки D_1, D_2) и из точки D_1 проводится линия под углом сдвигения $\gamma = 85^\circ$ до пересечения с пластом l_3 . Получаем точку $d_1(d_2)$ нижней границы целика, которую и проецируем на разрез по простирианию.

На разрезе по простирианию из точек A_1, A_2 границ опорного целика проводим линии под углом сдвигения $\delta = 85^\circ$ до пересечения с проекциями точек $a_1(a_2), b_1(b_2)$ и получаем размеры целика по простирианию у этих точек. Далее из точек D_1, D_2 охра-

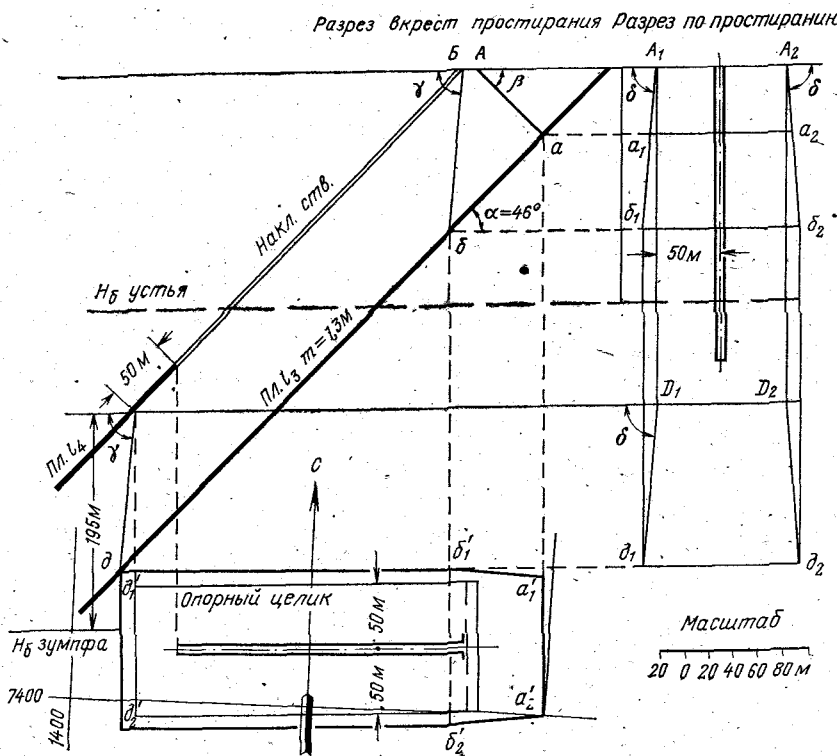


РИС. 324. Построение предохранительного целика под наклонный стволняемой площади на разрезе по простирианию проводим линии под углом сдвигения $\delta = 85^\circ$ до пересечения с проекцией точек нижней границы целика.

3. Пользуясь разрезом вкрест простириания и по простирианию, строим целик в плане. Контуром целика в пласте l_3 будет целик $a_1, a_2, b_2, d_2, d_1, b_1$. По окончании построения подсчитываются запасы угля в целике.

Построение предохранительного целика под железную дорогу. Железная дорога общего пользования со стыковыми путями и скоростью движения до 80 км/ч при грузообороте 3,5 млн. т·км расположена над пластом угля h_{10} , изображенном на рис. 325 изогипсами. Мощность пласта $t = 1,06$ м, угол падения $\alpha = 30^\circ$.

По Правилам охраны такая железная дорога относится ко II категории охраны, коэффициент безопасности $K_6 = 150$, берма равна 15 м. Безопасная глубина $H_6 = mK_6 = 159$ м. По условиям залегания пласта, когда $H < H_6$, необходимо оставлять под объект предохранительный целик. Направление оси железной дороги, показанной на рис. 325, составляет переменную величину угла θ_i (θ_i — углы между касательными линиями в точках к оси объекта и линиями простираения пласта), поэтому разбиваем объект на несколько участков (AB, BC, CD), в которых опреде-

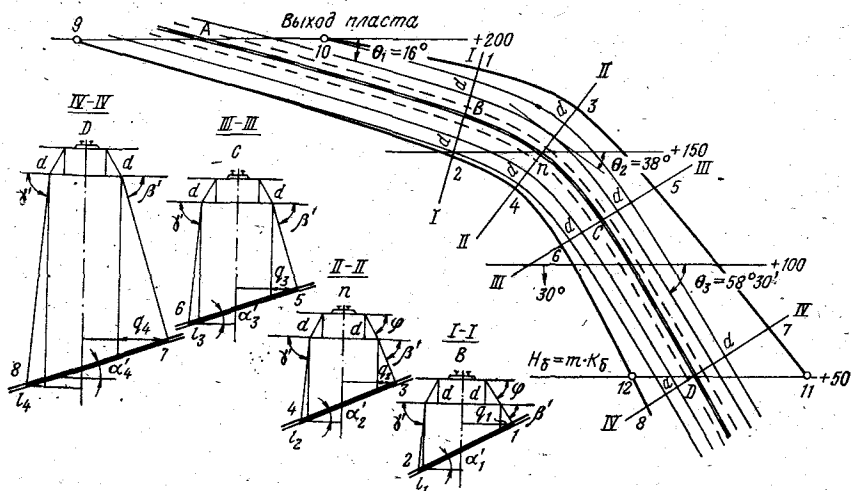


РИС. 325. Построение предохранительного целика способом вертикальных разрезов под железную дорогу

ляем величины углов θ и строим вертикальные разрезы, проходящие через точки B, A, C, D, перпендикулярные к касательным. Значения углов падения пласта на этих разрезах определяются по формуле

$$\operatorname{tg} \alpha' = \operatorname{tg} \alpha \cos \theta.$$

Глубины H от поверхности до пласта определяются по разности отметок железной дороги и изогипс пласта.

Значения углов β' и γ' для каждого разреза определяют по формулам, приведенным в § 212. Построив разрезы и определив границы целиков с помощью углов ϕ в наносах и β' и γ' в коренных породах, переносим границы целиков на план по каждому разрезу (точки 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8). Соединив на плане плавной кривой точки 1, 3, 5, 7 и 2, 4, 6, 8, получим боковые границы целика в плане. Нижней границей целика будет линия H_6 , верхней — линия выхода пласта под наносы. Допускается выемка острого угла целика у точки 11 на величину $d = 40 \cos \alpha$. После окончания построения целика определяются запасы угля в целике.

Способ перпендикуляров. Этот способ часто применяют для построения предохранительных целиков под вытянутые объекты

большой протяженности (железные дороги, трубопроводы, реки), когда ось объекта ориентирована диагонально к простиранию пласта. Для построения целика необходимо знать углы β' и γ' , лежащие в вертикальной плоскости, перпендикулярной к оси охраняемого объекта.

Как известно, Правилами охраны регламентируются углы сдвижения β , γ , δ , лежащие в плоскостях, совпадающих с падением и простиранием пласта. Для определения углов β' и γ' примем допущение (рис. 326), что при выемке в пласте элементарно

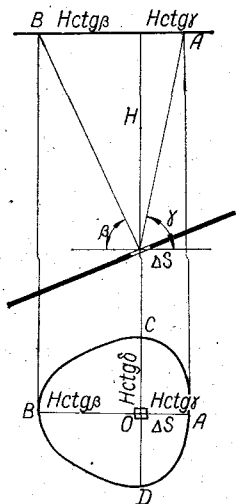
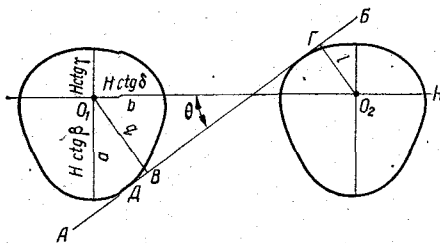


РИС. 326. Форма и размеры муьды сдвижения при выемке элементарной площадки.

РИС. 327. Граничные точки предохранительного целика вытянутого объекта



малой площадки ΔS муьда сдвижения земной поверхности будет состоять из двух полуэллипсов с осями OB , OC , OD и OA . Тогда

$$OA = H \operatorname{ctg} \gamma; \quad OB = H \operatorname{ctg} \beta; \quad OC = OD = H \operatorname{ctg} \delta,$$

где H — глубина залегания точки O .

При принятом допущении граница целика на плане определится как геометрическое место центров двух полуэллипсов с осями, пропорциональными глубине залегания данной точки выработанного пространства.

На рис. 327 охраняемый контур изображен прямой AB , составляющей с простиранием пласта угол θ . Проекция зон влияния точек O_1 и O_2 выработанного пространства, лежащих на глубине H от поверхности и находящихся на границе целика, показана в соответствии с принятым допущением в виде двух полуэллипсов. Точки O_1 и O_2 находятся по отношению к линии AB со стороны восстания и со стороны падения пласта.

Отрезки O_1B и O_2A , перпендикулярные к линии AB , определяют минимальные горизонтальные расстояния границ выработанного пространства от охраняемого контура, при котором охра-

няемый контур не будет подработан. Обозначим отрезок O_1B через q , а $O_2\Gamma$ через l . Значение величин q и l может быть вычислено по формулам:

$$q = H \operatorname{ctg} \beta'; \quad l = H \operatorname{ctg} \gamma'.$$

Определим угол β' . Для этого введем условную систему координат, ось y которой будет направлена по линии O_1O_2 , ось x — перпендикулярно к ней. Начало координат поместим в точку O_1 .

В этой системе координат уравнение нижнего полуэллипса запишется так:

$$\frac{x^2}{a^2} + \frac{y^2}{b^2} = 1. \quad (\text{XXVIII.17})$$

Уравнение касательной к эллипсу в точке D запишется следующим образом:

$$x \frac{x_1}{a^2} + y \frac{y_1}{b^2} = 1, \quad (\text{XXVIII.18})$$

где x_1 и y_1 — координаты точки касания D .

Уравнение прямой AB , направленной под углом θ к оси y , будет иметь вид

$$x \cos \theta + y \sin \theta = q. \quad (\text{XXVIII.19})$$

Разделив последнее уравнение на q , получим

$$x \frac{\cos \theta}{q} + y \frac{\sin \theta}{q} = 1. \quad (\text{XXVIII.20})$$

Сравним уравнения (XXVIII.18) и (XXVIII.20). Правые части этих уравнений будут равны единице в том случае, если будет соблюдаться равенство коэффициентов при величинах x и y . Отсюда можем записать:

$$\frac{x_1}{a^2} = \frac{\cos \theta}{q}; \quad \frac{y_1}{b^2} = \frac{\sin \theta}{q}. \quad (\text{XXVIII.21})$$

Из уравнения (XXVIII.21) определим значение координат точки касания D :

$$x_1 = \frac{a^2 \cos \theta}{q}; \quad y_1 = \frac{b^2 \sin \theta}{q}.$$

Найденные значения координат подставим в уравнение эллипса (XXVIII.17), поскольку точка D лежит на эллипсе. После сокращения получим

$$a^2 \cos^2 \theta + b^2 \sin^2 \theta = q^2. \quad (\text{XXVIII.22})$$

Величина a есть не что иное, как большая полуось эллипса,

$$a = H \operatorname{ctg} \beta.$$

Соответственно

$$b = H \operatorname{ctg} \delta; \quad q = H \operatorname{ctg} \beta'.$$

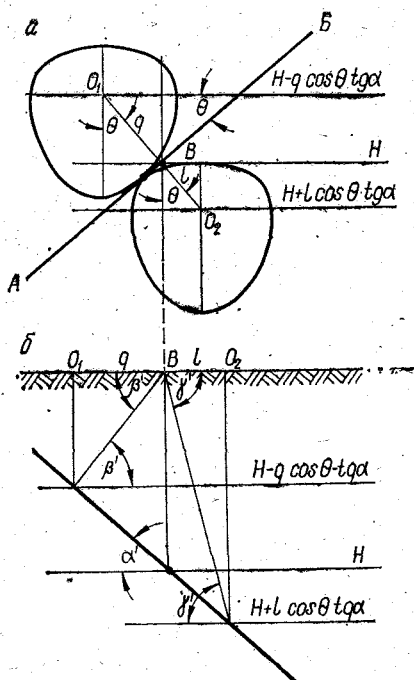


РИС. 328. Определение перпендикуляров q и l
 a — план; b — разрез

Из вертикального разреза по линии O_1O_2 следует, что
 $q = (H - q \cos \theta \operatorname{tg} \alpha) \operatorname{ctg} \beta'$; $l = (H + l \cos \theta \operatorname{tg} \alpha) \operatorname{ctg} \gamma'$.

Решив уравнения относительно q и l , получим:

$$q = \frac{H \operatorname{ctg} \beta'}{1 + \operatorname{ctg} \beta' \cos \theta \operatorname{tg} \alpha}; \quad l = \frac{H \operatorname{ctg} \gamma'}{1 - \operatorname{ctg} \gamma' \cos \theta \operatorname{tg} \alpha}. \quad (\text{XXVIII.25})$$

Примем обозначения: a — ширина охраняемого контура; b — размер бермы; h — мощность наносов; φ — угол сдвижения в наносах; H — глубина от нижней границы наносов до пласта; θ и L — величины перпендикуляров от оси объекта. Тогда:

$$\theta = \left(\frac{a}{2} + b + h \operatorname{ctg} \varphi \right) + \frac{H \operatorname{ctg} \beta'}{1 + \operatorname{ctg} \beta' \cos \theta \operatorname{tg} \alpha};$$

$$L = \left(\frac{a}{2} + b + h \operatorname{ctg} \varphi \right) + \frac{H \operatorname{ctg} \gamma'}{1 - \operatorname{ctg} \gamma' \cos \theta \operatorname{tg} \alpha}.$$

С учетом полученных формул определяется следующий порядок построения способом перпендикуляров целика под вытянутым объектом (рис. 329).

1. На плане с нанесенным объектом и изогипсами пласта строят охраняемый контур и откладывают берму.

Подставим эти величины в уравнение (XXVIII.21) и, сократив все на H^2 , получим формулу для определения $\operatorname{ctg} \beta'$:

$$\operatorname{ctg} \beta' = \sqrt{\operatorname{ctg}^2 \beta \cos^2 \theta + \operatorname{ctg}^2 \delta \sin^2 \theta}. \quad (\text{XXVIII.23})$$

Аналогично

$$\operatorname{ctg} \gamma' = \sqrt{\operatorname{ctg}^2 \gamma \cos^2 \theta + \operatorname{ctg}^2 \delta \sin^2 \theta}. \quad (\text{XXVIII.24})$$

Пусть q и l (рис. 328) перпендикулярны и откладываются от охраняемой линии AB для построения верхней и нижней границы целика. Точка B лежит над изогипсой пласта с глубиной H . Из чертежа следует, что концы перпендикуляров O_1 и O_2 лежат на изогипсах пласта с глубиной:

$$H - q \cos \theta \operatorname{tg} \alpha;$$

$$H + l \cos \theta \operatorname{tg} \alpha.$$

2. Определяют положение бермы на контакте с коренными породами.

3. Весь объект разбивают на прямолинейные участки (АВ, ВВ, ВГ, ГД), в середине которых восставляют перпендикуляры I—I, II—II, III—III, IV—IV к оси объекта.

4. Для точек пересечения перпендикуляров с осью охраняемого объекта находят углы θ , составляемые осью объекта с проектированием пласта, а для точек $a, б, в, г$ — глубины H .

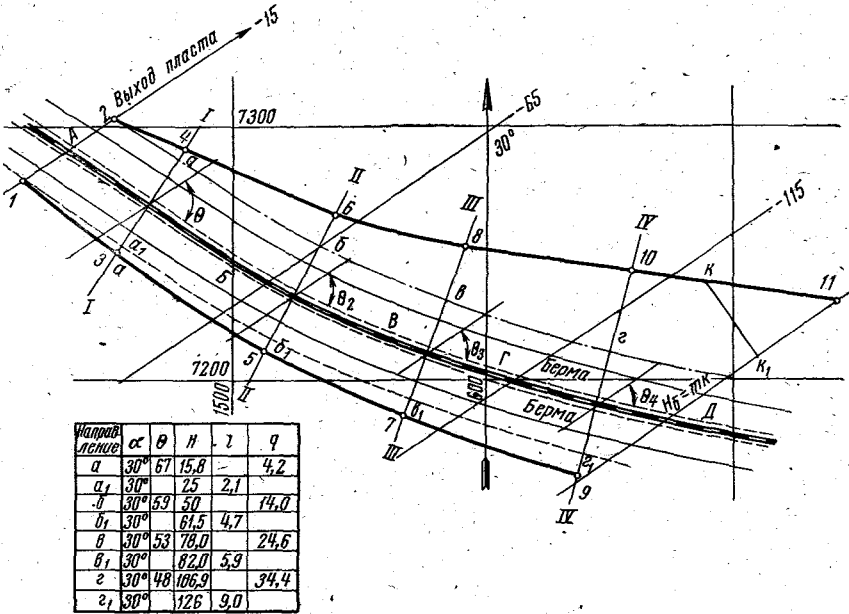


РИС. 329. Построение способом перпендикуляров целика под железную дорогу

5. По формулам (XXVIII.23) и (XXVIII.24), а также по углам β, γ, δ , взятым из Правил охраны для всех точек, вычисляют значения углов β', γ' .

6. По формулам (XXVIII.25) вычисляют перпендикуляры q и l .

7. Перпендикуляры q и l откладывают вдоль линии I—I, II—II, ..., IV—IV от точек $a, б, в, г, a_1, б_1, в_1, г_1$.

8. Концы отложенных перпендикуляров соединяют плавными кривыми, которые определяют боковые границы целика со стороны восстания и со стороны падения пласта (пунктиром показана граница целика под наносами).

9. Верхней границей целика будет линия выхода пласта под наносы, нижней границей — горизонт безопасной глубины H_6 .

10. Рекомендуется острые углы целиков срезать на величину (м) $kk_i = 40 \cos \alpha$.

Для вычисления углов β' , γ' и перпендикуляров q , l следует пользоваться соответствующими таблицами и графиками, приведенными в Правилах охраны.

Для всех характерных точек границ целика определяют их координаты, подсчитывают запас полезного ископаемого в целике.

Способ перпендикуляров может быть также применен при построении целиков для охраняемых контуров любой формы.

§ 213. ПОНЯТИЕ О БАРЬЕРНЫХ ЦЕЛИКАХ И ИХ ПОСТРОЕНИИ

Целики, оставляемые у старых затопленных или загазированных выработок, а также у границ шахтных полей, называются барьерными. При расчете барьерных целиков у затопленных горных выработок очень важно установить достоверность контура старых работ. Для этого основные планы горных работ в местах построения целиков проверяют по данным съемки и журналам вычислений координат. При отсутствии этих данных

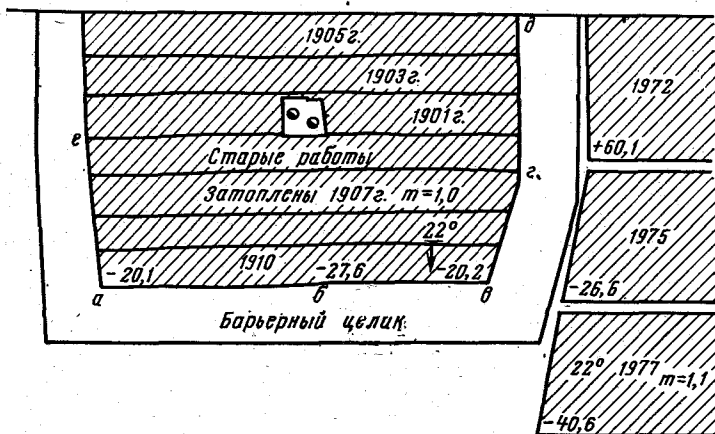


РИС. 330. Построение барьерного целика у старого контура горных работ

необходимо строить границу безопасного ведения работ (см. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах).

После установления достоверности контура старых работ для характерных точек a , $б$, $в$, $г$, $д$ (рис. 330) определяют размеры целика по формуле

$$d = 5m + 0,05H + 0,002L, \quad (\text{XXVIII.26})$$

где d — размер барьерного целика, м; m — выемочная мощность пласта, м; H — расстояние по вертикали от земной поверхности до барьерного целика, м; L — протяженность съемки по затоп-

ленным выработкам и действующим до точки, для которой определяется целик, м.

Формула (XXVIII.26), полученная В. М. Поляковым в результате математической обработки большого числа случаев оставления барьерных целиков в условиях шахт Донбасса для пологих и наклонных пластов мощностью до 2 м, разрабатываемых на глубине до 400 м, рекомендована Правилами безопасности для всех бассейнов (при $\alpha < 30^\circ$ и мощности пластов до 3,5 м).

При получении величины d менее 20 м рекомендуется ее принимать равной 20 м.

Для пластов с углами наклона от 45 до 70° в Донецком бассейне барьерные целики рекомендуется рассчитывать по формулам: для целиков, вытянутых по падению,

$$d = 5m + 0,05H + 0,002L + 10 \text{ м};$$

для целиков, вытянутых по простиранию,

$$d = 5m + 0,05H + 0,002L + 20 \text{ м}.$$

При углах падения от 30 до 45° ширину барьерных целиков определяют интерполированием. Необходимость увеличения ширины барьерного целика при наклонном и крутом залегании вызывается тем, что разрушенный уголь у его нижней границы осыпается вниз, заполняя пустоты. По данным наблюдений, ширина зоны разрушения достигает 16 м. Исходя из этого и было принято увеличение целиков, вытянутых по простиранию на 20 м и вытянутых по падению на 10 м. Для других угольных бассейнов оставление барьерных целиков в пластах мощностью более 3,5 м и в пластах с углами наклона свыше 30° допускается только при благоприятных геологических и горнотехнических условиях.

Для охраны от прорыва воды из старых затопленных выработок при их подработке нижележащими пластами или надработке вышележащими пластами при мощности междупластья менее 40 м в соответствующих пластах должны строиться и оставляться предохранительные целики. Построение целиков производится по углам сдвижения β , γ и δ согласно Правилам охраны (рис. 331). При построении целиков контур старых затопленных работ необходимо увеличивать на 20 м, если расстояние между пластами менее 20 м.

В Донецком бассейне при построении предохранительных целиков под затопленными выработками угол сдвижения γ принимают равным $85^\circ + \alpha$, где α — угол наклона пласта. Межшахтные барьерные целики рассчитывают и строят так же, как и барьерные целики у затопленных выработок.

Правилами безопасности рекомендуется оставлять барьерные целики у незатампонированных или опасных по прорыву воды буровых скважин. Барьерные целики для скважин строят в виде окружности с центром в месте пересечения скважиной пласта. Радиус окружности принимают равным ширине барьерного целика,

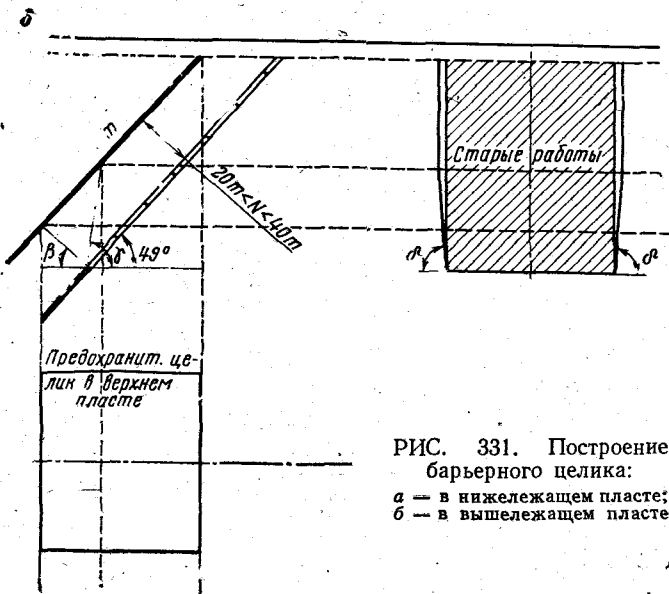
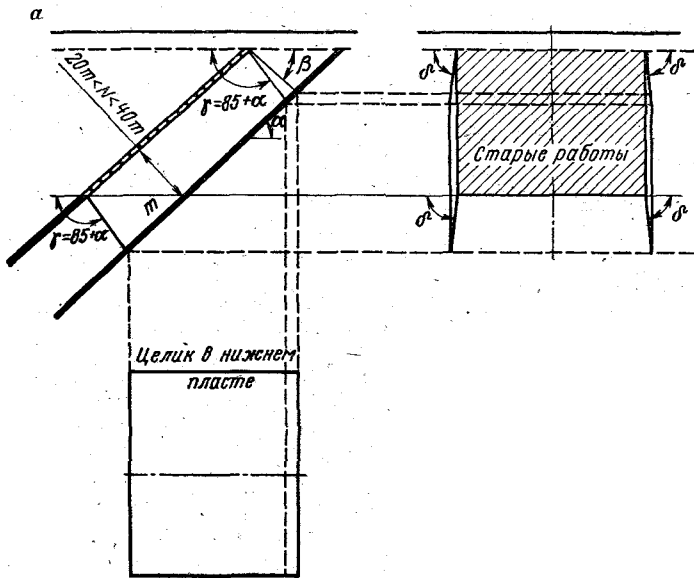


РИС. 331. Построение барьерного целика:

а — в нижележащем пласте;
б — в вышележащем пласте

рассчитанной по формуле (XXVIII.26) и увеличенной на (0,08—0,14) H при пологом и наклонном залегании пластов, если нет данных об искривлении скважины (H — глубина скважины по вертикали).

§ 214. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ
ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗАПАСОВ УГЛЯ
ИЗ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ЦЕЛИКОВ
С ПРИМЕНЕНИЕМ МЕР ОХРАНЫ СООРУЖЕНИЙ

Меры охраны сооружений, предусматривающие извлечения угля из предохранительных целиков, требуют затрат (D_m) на их выполнение. В затраты D_m входят: а) затраты, связанные с разработкой проекта и с проведением необходимых исследований, б) затраты на выполнение горных и конструктивных мероприятий, предусмотренных проектом, и в) затраты, необходимые для выполнения ремонтных и восстановительных работ, при подработке объектов, а также затраты, возникающие в случаях необходимости изменения режима работы объекта.

Общую стоимость затрат D_m должна определять организация, составляющая проект.

В настоящее время в качестве критерия экономической оценки эффективности извлечения запасов угля из предохранительного целика по сравнению с оставлением этих запасов для охраны сооружений рекомендуется разница B между величиной замыкающих затрат P и полной себестоимостью 1 т добытого угля $C_{ш}$:

$$B = P - C_{ш}$$

Под замыкающими затратами P понимается величина предельно допустимых с точки зрения народного хозяйства затрат на увеличение на единицу количества данной продукции в определенном бассейне.

Приведенные величины P привязаны к зольности угля. Для получения величины P с учетом зольности реализуемого угля на конкретной шахте следует вводить поправку ΔP , рассчитываемую по формуле

$$\Delta P = (A_p^c - A_{ш}^c) Ц_{0,03}$$

	P , руб.	A_p^c , %
Кузнецкий бассейн	14,1	16
Подмосковный бассейн	10,6	35
Донецкий бассейн	21,0	21
П/о «Сахалинуголь»	27,0	21
П/о «Грузуголь»	16,9	32
П/о «Карагандауголь»	13,4	32
Печорский бассейн	20,6	20
Челябинский бассейн	14,4	33
Львовско-Волынский	15,5	19
Приморский	20,5	28
П/о «Средазуголь»	22,8	17
П/о «Востсибуголь»	21,6	14

где A_p^c — зольность, %; $A_{ш}^c$ — зольность реализуемого угля на данной шахте, %; Π — оптовая цена реализуемого угля на шахте, т/руб.

Определяемая экономическая эффективность $\mathcal{E}_{ц}$ извлечения запасов угля из предохранительных целиков с применением мер охраны сооружений производится по формуле

$$\mathcal{E}_{ц} = Q [P + 0,03 (A_p^c - A_{ш}^c) \Pi - (C_{ш} - a)] - D_m,$$

где Q — прирост промышленных запасов шахты за счет расконсервации запасов в целике, т; a — капитальные затраты, приходящиеся на 1 т промышленных запасов шахты (потонная ставка амортизационных отчислений основных средств, руб/т).

Так как вариантов извлечения запасов угля из целиков может быть несколько, то наилучшим будет тот, у которого положительная величина $\mathcal{E}_{ц}$ будет наибольшей. Для ориентировочного определения затрат D_m можно пользоваться следующими данными:

а) стоимость конструктивных мероприятий по данным строительных организаций составляет от 3 до 5% балансовой стоимости зданий;

б) стоимость послеосадочного ремонта может быть получена в процентах от балансовой стоимости объекта в зависимости от величины показателя суммарных деформаций.

Показатели суммарных деформаций Δl , мм	Средняя стоимость послеосадочного ремонта, % от балансовой стоимости здания
90	1,01
90—120	1,84
120—180	3,17
180—220	4,85
220—280	7,07
280—300	10,40

в) по данным исследования канд. техн. наук Ф. М. Маевского, ориентировочная стоимость послеосадочного ремонта гражданских зданий может быть определена из выражения

$$D'_m = 0,6 \sqrt{\delta_{\max}} \frac{C}{100},$$

где δ_{\max} — максимальная величина раскрытия трещин в стенах, мм; C — балансовая стоимость здания, руб.

Более обоснованные затраты на конструктивные и горные мероприятия, как указывалось ранее, должна определять организация, составляющая проект подработки.

§ 215. УТВЕРЖДЕНИЕ МЕР ОХРАНЫ СООРУЖЕНИЙ И ВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ В ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ЦЕЛИКАХ

Вопросы, связанные с выбором мер охраны существующих, проектируемых, строящихся сооружений, объектов и горных выработок, решаются главным маркшейдером и главным инженером

предприятия в соответствии с «Правилами охраны сооружений от вредного влияния подземных разработок». Отклонение от действующих Правил охраны разрешается только с ведома госгортехнадзора. Принятые меры охраны утверждаются в установленном порядке, для чего представляются следующие документы.

1. Выкопировка с основного маркшейдерского плана в масштабе 1 : 2000, а для вытянутых объектов — в масштабе 1 : 5000 или 1 : 10 000; копии с проекции залежи на вертикальную плоскость для крутых пластов и выкопировки со сводного плана горных работ для месторождений, представленных группой сближенных залежей, с показанием из них горных выработок, охраняемых объектов и границ района влияния горных разработок на охраняемые объекты. Если мерой охраны объекта служит целик, то на выкопировках плана должны быть указаны контуры проектируемого предохранительного целика, координаты угловых точек и количество запасов полезного ископаемого в нем.

2. Геологические разрезы по месторождению в районе влияния горных разработок на охраняемые объекты. На разрезах должны быть указаны подробности, необходимые для понимания литологии, тектоники, формы и размеров месторождения.

3. Расчет предохранительного целика или зоны вредного влияния горных разработок.

4. Пояснительная записка, в которой изложены характеристика охраняемого объекта, описание геологического строения, тектоники, гидрогеологии, глубина и система разработки, обоснование выбранных мер охраны, углов сдвижения, конструктивных мероприятий для вновь проектируемых объектов.

5. Справка о согласии с выбранными мерами охраны или мотивированное возражение от организации, эксплуатирующей объект, если последний не принадлежит горному предприятию.

Разрешение на прорезывание предохранительных целиков подготовительными горными выработками, а также на ведение очистных работ в предохранительных целиках под объектами выдается объединением, в ведении которого находится шахта.

Разрешение на ведение очистных работ в пределах предохранительных целиков в отступление от Правил охраны выдается только органами госгортехнадзора. Для получения разрешения представляют выкопировку из плана горных работ в масштабе 1 : 2000 и пояснительную записку. На плане должны быть нанесены проектируемые к проведению подготовительные и очистные горные выработки. В пояснительной записке должна быть дана характеристика геологических условий, указаны способы проведения, крепления и закладки выработок, срок службы и назначение, обоснована нецелесообразность дальнейшей охраны объекта при помощи целика.

Для определения степени эффективности принятых мер охраны и для предупреждения заинтересованных организаций в появлении деформаций в охраняемых объектах горное предприятие (маркшейдерская служба) ведет систематические инструментальные наблюдения за сдвижением земной поверхности и возникающими деформациями в объектах.

Глава XXIX

СДВИЖЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД И ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 216. ОСОБЕННОСТИ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ НА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ

Характер, формы и проявления процесса сдвижения на рудных месторождениях отличаются от угольных большим разнообразием и сложностью. Вследствие резких изменений мощности и размеров рудных залежей, различной степени тектонической нарушенности, наличия пережимов и безрудных участков величины параметров процесса сдвижения могут изменяться в широких пределах даже на одном месторождении или руднике.

По особенностям процесса сдвижения и величинам его параметров рудные месторождения разделяются на три основных типа:

I — со слоистым строением вмещающих пород и согласно залегающими с ними залежами;

II — с неслоистым строением вмещающих пород;

III — со слоистым строением вмещающих пород и несогласно залегающими с ними залежами.

К слоистым относятся породы с четко выраженными поверхностями ослабления в виде напластования, сланцеватости и контактов слоев. Это породы осадочного происхождения или метаморфические, сильно рассланцованные, например хлоритовые, филлитовые, серицитовые сланцы и др.

К неслоистым относятся малометаморфические изверженные породы, а также осадочные, не имеющие слоистости или утратившие ее в результате метаморфизма (конгломераты, мраморизованные известняки и др.).

На месторождениях I типа, как и на угольных, основной формой сдвижения является прогиб слоев по нормали к напластованию. При разработке мощных залежей характерно преобладание таких форм, как обрушение, образование трещин и разломов. На земной поверхности образуются трещины с уступами и большим раскрытием, террасы, воронки и провалы, которые занимают большую часть мульды сдвижения. Углы сдвижения зависят от

крепости вмещающих пород f по классификации проф. М. М. Протодьяконова и от углов падения слоев пород. Отработка залежей большого размера при углах падения более 50° , как правило, сопровождается сдвижением пород лежачего бока в форме сползания (сдвига) слоев по контактам — поверхностям ослабления. При этом на земной поверхности возникает зона террас и трещин, за которой располагается зона плавных сдвижений. На месторождениях II типа углы падения рудных залежей не оказывают существенного влияния на величины углов сдвижения и разрыва. В меньшей степени, чем на месторождениях I типа, они зависят и от крепости пород. Это связано с тем, что вмещающие рудные залежи породы неслоистые и разбиты на отдельные структурные блоки многочисленными системами крупных и мелких трещин. Сдвижение происходит преимущественно в форме отрыва, сдвига и обрушения блоков пород в выработанное пространство. Зона плавных сдвижений не образуется или имеет подчиненное значение, а углы сдвижения практически равны углам разрыва.

Ориентировка систем трещин влияет на величины углов разрыва. Сдвижение, как показано на рис. 332, происходит по направлениям, близким к системе I висячем боку и системе II в лежащем боку. Наиболее благоприятные условия для сдвига пород по плоскостям ослабления существуют в зоне $ABDC$, т. е. где они подсечены очистной выработкой.

III тип встречается сравнительно редко и к нему относятся в основном жильные месторождения.

При отработке тонких жил (менее 3 м), залегающих в крепких породах на месторождениях I и II типов, происходит в основном сдвижение выветрелых пород и наносов.

Наиболее вероятными направлениями сдвижения горных пород на месторождениях всех типов являются разрывные геологические нарушения. Угол разрыва равен углу падения сместителя нарушения, если падение плоскости сместителя направлено в сторону рудной залежи и она подсечена очистными выработками, а угол падения сместителя больше угла трения заполняющих его пород ρ' . Сдвижение происходит в виде сползания призмы AED по поверхности сместителя (зоны смятия) под действием касательной составляющей T_1 веса P (рис. 333). Нормальная составляющая веса N_1 препятствует сдвигу. Над выходами нарушений, сместители которых ориентированы иначе относительно залежи, возник-

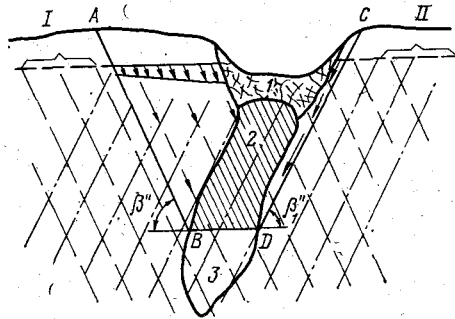


РИС. 332. Схема сдвижения крепких трещиноватых пород:

1 — зона обрушения; 2 — отработанная часть залежи; 3 — неотработанная часть залежи

кают трещины разрыва и к ним приурочены максимумы деформаций.

Залежи многих рудных месторождений разделены пережимами и безрудными целиками на изолированные участки или имеют ограниченные размеры по падению и простиранию. При выемке таких залежей сдвигание горных пород не получает полного развития или, если они слепые, даже не достигает земной поверхности. Земная поверхность оказывается в условиях неполной подработки. При неполной подработке величины оседаний и дефор-

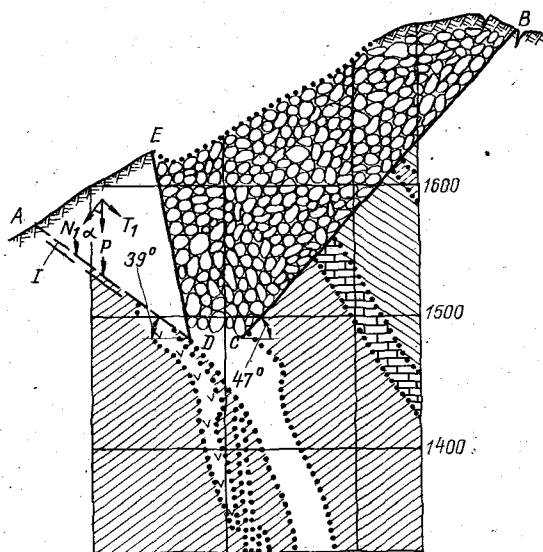


РИС. 333. Сползание пород лежащего бока по зоне смятия (BCDE — зона обрушения)

маций земной поверхности меньше, чем при полной, а углы сдвига и углы разрыва на месторождениях I типа становятся более крутыми. Минимальные углы сдвига образуются, когда размеры выработанного пространства по простиранию и по падению залежи более величины глубины разработки.

При определении мер охраны зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок задача маркшейдера на руднике не ограничивается формальным применением действующих Правил и Указаний по охране сооружений. Нахождение оптимального решения требует всестороннего анализа горно-геологической обстановки для правильного применения нормативных документов и использования метода аналогий. Во многих случаях необходимо проведение инструментальных наблюдений и выполнение специальных расчетов.

§ 217. УСЛОВИЯ УСТОЙЧИВОГО СОСТОЯНИЯ
И ОБРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД И ЗЕМНОЙ
ПОВЕРХНОСТИ

При разработке слепых изолированных залежей небольших размеров зоны обрушения и трещин над выработанным пространством ограничиваются поверхностями в виде сводов (рис. 334). В пределах свода I происходит обрушение в результате отрыва структурных блоков от массива. Если верх свода достигает границы выветрелых пород или наносов, то происходит их обрушение с образованием на земной поверхности воронок и провалов. Зона возможного образования воронок и провалов ограничивается на земной поверхности линиями, проведенными под углами 70—85° в зависимости от коэффициента крепости пород f . Над сводом образуется зона трещин 2, выше которой породы, как правило, находятся в устойчивом состоянии.

Устойчивое состояние земной поверхности сохраняется при разработке слепых изолированных залежей при условии

$$H' \geq \frac{300M}{74M + L'}, \quad (\text{XXIX.1})$$

H' — глубина верхней границы выработки до контакта коренных пород с наносами; M — эффективная мощность залежи при применении систем с закладкой выработанного пространства. При системах с обрушением кровли $M = m$, т. е. средней вынимаемой мощности залежи; L' — горизонтальная проекция залежи на разрезе вкрест простираения.

Эффективная мощность определяется из следующих соображений. Объем выработанного пространства равен произведению площади залежи S на m . Если объем закладочного материала равномерно распределять по площади S , то высота закладочного массива будет m_1 и при условии его несжимаемости $M = m - m_1 = m \left(1 - \frac{m_1}{m}\right) = m(1 - A)$. Отношение $\frac{m_1}{m} = A$ — коэффициент заполнения выработанного пространства закладкой. Под действием веса пород кровли закладочный массив сжимается. Отношение величины уменьшения высоты закладочного массива Δm_1 к его начальной высоте называется коэффициентом усадки $B = \Delta m_1 / m_1$. Таким образом, после усадки закладки M увеличится на величину $m_1 B = mAB$. Окончательно получаем

$$M = m(1 - A + AB). \quad (\text{XXIX.2})$$

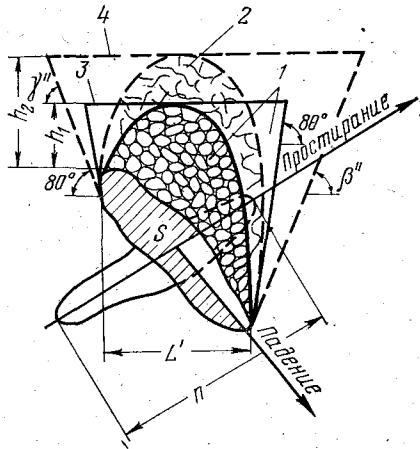


РИС. 334. Зона обрушения и трещин над слепой изолированной залежью

Значения B приводятся в справочной литературе и нормативных документах по охране сооружений от влияния горных работ.

При размерах залежи по простиранию $L < L'$ в формуле (XXIX.1) вместо L' используется эквивалентный пролет выработки

$$L_{\text{эKB}} = \frac{LL'}{\sqrt{L^2 + L'^2}}. \quad (\text{XXIX.3})$$

Провалы и воронки от слепых изолированных залежей образуются, если удовлетворяется полученное А. Г. Акимовым эмпирическим способом условие

$$H' < \frac{42M}{7M + 5L'}. \quad (\text{XXIX.4})$$

Для приближенных расчетов высоты зоны обрушения над слепыми изолированными залежами в случаях, когда обрушение не достигает земной поверхности, можно пользоваться формулой (XXIX.4). Корректировать расчеты следует с учетом физико-механических свойств массива. По формуле А. Г. Акимова, полученной методами теории размерностей, высота зоны обрушения

$$h_1 = 0,9 \sqrt{\frac{L'L\gamma M}{K_m}}, \quad (\text{XXIX.5})$$

где $L \leq L'$.

Сцепление массива K_m определяется по методике, применяемой при расчете устойчивости бортов карьеров. При замене в формуле (XXIX.5) коэффициента 0,9 на 1,4 рассчитанная величина дает ориентировочное значение высоты зоны трещин h_2 .

Зону обрушения в массиве можно приближенно (с запасом) оконтуривать на разрезах прямыми линиями, проведенными от границ выработанного пространства под углами 80° . Сверху зону обрушения, как показано на рис. 340, ограничивают горизонтальной линией 3, проведенной на расстоянии h_1 от ее верхней границы. Для построения контура зоны трещин используют углы разрыва и высоту h_2 . Подобные упрощения, повышающие коэффициент запаса, применяются при решении ряда вопросов, связанных с охраной сооружений и безопасностью горных работ.

§ 218. УГЛЫ СДВИЖЕНИЯ И РАЗРЫВОВ

При полной подработке минимальные углы сдвижения приводятся в Правилах охраны. Для месторождений I типа с неизученным процессом сдвижения ВНИМИ рекомендует следующие углы сдвижения:

$$\delta = 55^\circ + 1,5^\circ f; \quad (\text{XXIX.6})$$

$$\beta = \delta - (0,3 + 0,01f) \alpha, \quad (\text{XXIX.7})$$

где α принимается не более 60° при $f < 5$ и не более 65° при $f \geq 5$.

Угол сдвижения γ принимается равным углу δ .

Сдвигение пород лежачего бока при $f < 8$ начинается при $\alpha = 46^\circ$. При этом если $f < 5$, то угол сдвижения $\beta_1 = 45^\circ$, а при $f = 5 \div 8$ $\beta_1 = \alpha$ до значения $\alpha = 60^\circ$. Если $f > 8$, то $\beta_1 = \alpha$ до $\alpha = 75^\circ$.

Сдвигение лежачего бока не происходит:

при применении полной тщательной закладки выработанного пространства;

при коэффициенте крепости пород лежачего бока более 8 и отсутствии в толще явно выраженных поверхностей ослабления, падающих в сторону залежи;

когда породы висячего бока слабее пород лежачего бока и легко обрушаются.

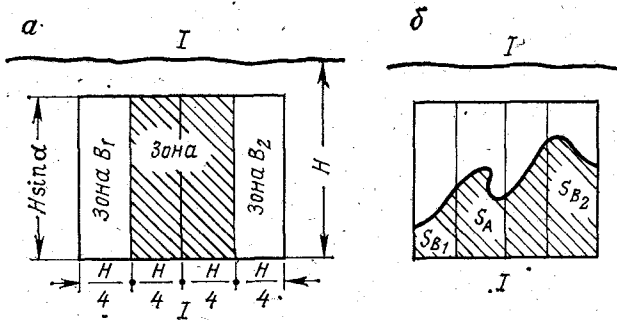


РИС. 335. Определение степени подработанности:
а — зоны в площади полной подработки; б — фактически отрабатанные площади в зонах

При неслоистых породах все углы сдвижения изменяются в пределах $65-70^\circ$.

Углы разрывов принимают на 5° больше углов сдвижения.

Неполная подработка земной поверхности происходит при размерах выработанного пространства, меньших глубины разработки, или при оставлении в нем целиков (наличии безрудных участков) значительных размеров. Оценка неполной подработки производится с помощью специального показателя — степени подработанности, определяемого отдельно для каждого из углов сдвижения.

На неизученных месторождениях I типа для определения степени подработанности применительно к углам β и β_1 от нижней границы очистных работ в плоскости залежи строят квадрат со стороной H симметрично относительно линии I—I, для которой определяется степень подработанности. Площадь квадрата S_0 называется площадью полной подработки. Указанное построение производится на вертикальной проекции (рис. 335, а) — при крутом и на горизонтальной проекции — при наклонном и пологом залегании.

Площадь S_0 делится линиями по падению на зоны. Влияние отработки некоторой элементарной площади ΔS в зоне A на сдвигание по линии I—I в два раза больше, чем отработка такой площади в зоне B_1 или B_2 . Обозначая через S_A , S_{B_1} , S_{B_2} фактические (или ожидаемые) площади выработанного пространства в зонах (рис. 335, б) и понимая под степенью подработанности U отношение площади выработанного пространства в пределах площади S_0 к ее общему размеру, получаем

$$U_{\beta} = \frac{2S_A + 1S_{B_1} + 1S_{B_2}}{2 \frac{1}{2} S_0 + 1 \frac{1}{4} S_0 + 1 \frac{1}{4} S_0} = \frac{2}{3S_0} (2S_A + S_{B_1} + S_{B_2}). \quad (\text{XXIX.8})$$

Зависимости изменения углов сдвигания от величины U определяются эмпирически по результатам наблюдений.

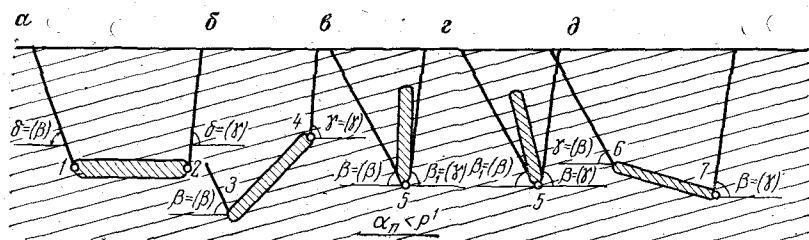


РИС. 336. Зависимость углов сдвигания от угла падения рудных залежей при $\alpha_n < \rho'$

Углы сдвигания на месторождениях III типа обозначаются так же, как и на месторождениях I и II типов, в зависимости от положения границы очистной выработки, а их величины зависят от соотношения между углом падения слоев пород α_n , углом падения залежи α_p и углом трения пород по контактам слоев ρ' . Изменение значений углов сдвигания в зависимости от углов α_p и положения залежи относительно слоев пород при $\alpha_n < \rho'$ показано на схемах рис. 336.

На схемах углы, заключенные в скобках, численно равны углам сдвигания, рекомендуемым для месторождений I типа. Как видно из рис. 336, при различном положении рудной залежи и изменении ее угла падения у границ, обозначенных точками 1, 3, 5, 6 (случаи а, б, в, г, д), числовые значения углов одинаковы и равны углу β , однако в соответствии с общепринятыми правилами меняются их символы.

Углы сдвигания в наносах и в выветрелых коренных породах принимаются во всех направлениях одинаковыми, и их величины изменяются в пределах от 35° (обводненные наносы) до 50° (сухие наносы).

§ 219. ОПРЕДЕЛЕНИЕ УГЛОВ РАЗРЫВОВ
ПО РЕЗУЛЬТАТАМ ИЗУЧЕНИЯ ТРЕЩИНОВАТОСТИ

Углы падения системы мелких упорядоченных трещин (кливажа, отдельности и т. д.) влияют на величины углов разрывов. Эта особенность сдвижения ранее была установлена Крейнсом (США) и подтверждена наблюдениями на рудных месторождениях Советского Союза. К упорядоченным системам трещин относятся те, элементы залегания которых стабильны или изменяются закономерно в пределах части массива с размерами, примерно равными глубине разработки.

На величину углов разрывов влияют активные системы трещин, удовлетворяющие следующим условиям:

1. Падение направлено к выработанному пространству.
2. Угол падения больше угла трения ρ' ($\rho' \approx 15^\circ$).
3. Направление линии падения отличается в плане от направления вкрест простирания (для углов β'' , β'_1 и γ'') или простирания (для углов δ'') не более чем на 30° .

Если в породах висячего бока, лежачего бока и по простиранию имеется по одной активной системе трещин, то углы разрыва β'' , γ'' и δ'' равны углам падения этих систем трещин, приведенным к плоскости соответствующего разреза.

В случаях, когда, например, в висячем боку развито несколько активных систем трещин, то, как показывает практика, угол разрыва β'' примерно равен углу падения какой-то одной системы. С увеличением глубины разработки угол β'' изменяется при этом не равномерно, а скачкообразно.

Величина скачка равна разности углов падения активных систем трещин. Так, на шахте «Гигант» в Криворожском бассейне по оси 58/135 на глубине разработки 116 м угол $\beta'' = 77^\circ$, а при глубине 165 м угол $\beta'' = 43^\circ$ (рис. 337). Резкое уменьшение угла разрыва объясняется особенностями трещинной тектоники. В хлоритовых, филлитовых и тальковых сланцах висячего бока развиты две системы трещин: продольная обратнотупающаяся с углом падения $\delta_1 = 71^\circ$ и диагональная с углом, приведенным в плоскости разреза, $\delta_2 = 44^\circ$.

Чем больше глубина разработки, тем более пологой системе трещин может соответствовать угол разрыва. Для выбора из не-

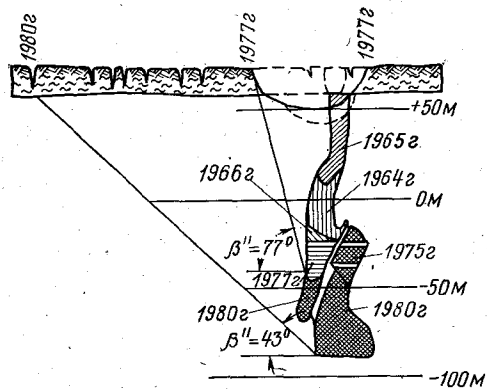


РИС. 337. Схема сдвижения толщи пород на руднике «Гигант»

скольких активных систем трещин системы, соответствующей углу разрыва, рекомендуется производить расчет по формулам, полученным из условия предельного равновесия по линиям $ДЕ$ и $АВ$ призм массива $ГДЕ$ — в висячем боку и $АВВ$ — в лежащем боку (рис. 338). Для сдвижения по поверхности $ДЕ$ или $АВ$ необходимо, чтобы сдвигающая сила T , равная касательной составляющей веса пород P , превосходила сумму сил трения по поверхности ослабления \bar{N} , сцепления \bar{R} и давления обрушенных пород \bar{Q} , т. е.

$$\bar{T} \geq \bar{N} + \bar{R} + \bar{Q}. \quad (\text{XXIX.9})$$

Влияние систем мелкой трещиноватости на характер процесса сдвижения проявляется также вследствие того, что трещинова-

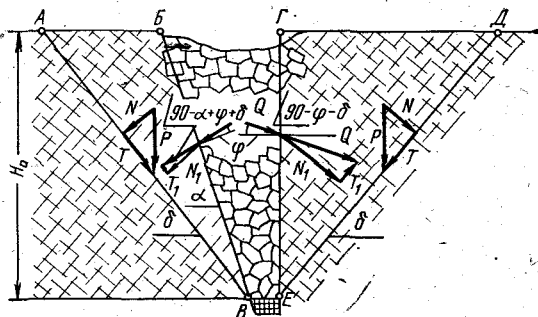


РИС. 338. Влияние трещиноватости на величину углов разрывов при увеличении глубины разработки

тость снижает прочностные свойства массива. Чем больше интенсивность трещиноватости, тем ниже прочностные свойства массива и тем более пологими становятся углы разрывов и углы сдвижения.

По степени трещиноватости в зависимости от средних размеров структурного блока породы разделяются на следующие группы:

	Размер структурного блока, см
Сильнотрещиноватые	Менее 10—15
Средней трещиноватости	20—50
Слаботрещиноватые	Более 50

В сильнотрещиноватых породах углы сдвижения следует уменьшать на 5—10° по сравнению с углами сдвижения в породах слабой и средней трещиноватости.

§ 220. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ НАБЛЮДЕНИЯ ЗА СДВИЖЕНИЕМ ГОРНЫХ ПОРОД НА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ

Методы наблюдения за сдвижением горных пород, земной поверхности и подрабатываемыми объектами при разработке рудных и угольных месторождений в принципе аналогичны. Ниже

приводятся только основные положения методов наблюдений и обработки получаемых данных, отличающихся от применяемых на угольных месторождениях.

1. При производстве наблюдений (особенно вблизи провалов и воронок) большое внимание должно уделяться безопасности работ. Необходимо учитывать возможность увеличения размеров провалов после производства массовых взрывов и обрушения межкамерных целиков и потолочин, а также вероятность образования провалов над слепыми залежами. Провалы часто образуются внезапно без каких-либо предупредительных признаков.

При опасности возникновения обрушения земной поверхности, а также в условиях гористого рельефа наблюдения за сдвижением следует производить тригонометрическими методами или использовать фотограмметрию.

2. На месторождениях II типа с крепкими вмещающими породами закладывать наблюдательные станции для получения углов сдвижения по результатам инструментальных наблюдений целесообразно. Достаточно производить съемку провалов и трещин, точно фиксируя дату их возникновения, и определять величины углов разрывов.

Углы разрывов определяются с учетом времени возникновения крайних по отношению к центру мульды (провала) трещин и состояния межкамерных целиков (МКЦ) и потолочин. Например, если залежь разрабатывается раздельно — сначала камеры, затем МКЦ и потолочины, то нижнюю границу очистных работ при определении угла разрыва следует принимать с учетом их состояния.

Если МКЦ и потолочины не отработаны, то угол разрыва строится не от днища камеры 3 (рис. 339, а), а от вышележащего горизонта 2. Если потолочины и МКЦ второго горизонта отработаны или потеряли устойчивость (нарушены горным давлением), то углы разрывов строятся от днища камеры 3 (рис. 339, б). Неправильно определенные углы разрывов показаны пунктиром (1 — номер камеры).

3. На месторождениях сложной структуры число профильных линий выбирают с таким расчетом, чтобы углы сдвижения и разрывов были получены при различных углах падения рудных залежей и при различных степенях подработанности земной поверх-

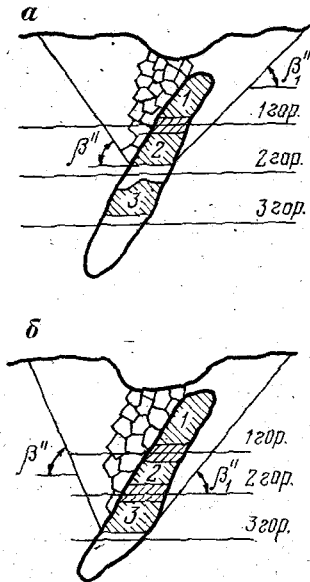


РИС. 339. Определение углов разрывов при раздельной выемке камер, межкамерных целиков и потолочин

ности. При этом необходимо помимо начальной и конечной серий наблюдений проводить промежуточные, приуроченные к характерным этапам отработки залежей (выемка отдельных этажей, обрушение МКЦ и потолочин и др.).

Полученные по результатам наблюдений углы должны быть проверены. Для каждого угла вычисляется соответствующая ему степень подработанности U . Если $U < 1$, то эти углы нельзя применять в условиях полной подработки.

Для указанных месторождений I типа следует устанавливать по данным наблюдений зависимости изменения углов сдвижения и разрывов от степени подработанности.

§ 221. МЕРЫ ОХРАНЫ СООРУЖЕНИЙ ОТ ВРЕДНОГО ВЛИЯНИЯ ПОДЗЕМНЫХ РАЗРАБОТОК

Назначение мер охраны, обоснование, оформление и утверждение их в целом одинаковы как на рудных, так и на угольных месторождениях и изложены в гл. XXVIII. Основные особенности применяемых мер охраны, обусловленные спецификой процесса сдвижения, сводятся к следующему.

1. Наиболее распространенная мера охраны сооружений — оставление предохранительных целиков.

2. Для залежей I типа сложной формы со склонением ограниченных размеров в случаях неполной подработки земной поверхности границы предохранительных целиков следует определять не по минимальным углам, установленным для месторождения, а по оптимальным, т. е. с поправками, учитывающими степень подработанности.

Границу целика определяют методом последовательных приближений. Сначала находят границу целика в первом приближении с помощью минимального угла сдвижения β . От найденной границы способом, изложенным в § 235, определяют степень подработанности U_β и соответствующий угол β_U . Если $\beta_U > \beta$, то по углу $\beta + 5^\circ$ определяют границу целика во втором приближении. От полученной границы вновь определяют U_β и соответствующий ей угол β_U . Если $\beta_U > \beta + 5^\circ$, то определяют границу целика в третьем приближении и т. д. Расчеты производят до тех пор, пока принятый угол сдвижения не будет соответствовать (с погрешностью $\pm 5^\circ$) данной степени подработанности.

3. На месторождениях, представленных изолированными жилами, залегающими в крепких изверженных породах, предохранительные целики строят так, как это показано на рис. 340. От границы охраняемой площади проводят линии под углами $\varphi = 50^\circ$ до пересечения с границей зоны выветрелых пород (пунктирная линия). Полученные точки определяют границы предохранительной зоны и максимальные размеры целика. Ниже границы зоны выветрелых пород оставляют потолочину l , равную четырехкратной мощности жилы. Граница целика по восстанию

определяется контуром 2. Целики строят для всех жил, попадающих в предохранительную зону.

Если охраняются стволы, то ниже построенного указанным способом целика вокруг ствола оставляется берма, равная пятикратной мощности жилы.

4. Слепые изолированные залежи можно обрабатывать в целиках под охраняемыми сооружениями, если глубина до верхней границы залежи больше расчетной, получаемой по формуле (XXIX.1). На месторождениях с изученным процессом сдвижения горных пород, например в Криворожском железорудном бассейне, разрешается разработка залежей в пределах предохранительных целиков, если граница области сдвижения не затрагивает охраняемые объекты.

5. Для большинства рудных месторождений безопасная глубина разработки не установлена и не имеет практического значения из-за значительной мощности рудных залежей. На месторождениях с неизученным процессом сдвижения горных пород безопасная глубина разработки определяется по формуле $H_6 = mK_6$, в которой коэффициент безопасности K_6 принимается равным: для объектов I категории охраны — 150, II категории — 100, III категории — 50.

При применении закладки выработанного пространства безопасная глубина определяется по эффективной мощности (формула (XXIX.2)).

6. Для защиты зданий и сооружений, попадающих в зону плавных сдвижений, а также для временной охраны сооружений в зоне сдвижений лежащего бока наиболее целесообразным является применение конструктивных защитных мероприятий.

7. Строительство зданий и сооружений на подработанных участках земной поверхности допускается только при наличии данных, подтверждающих полную их подработку после окончания общей продолжительности процесса сдвижения. После прекращения очистных работ и погашения пустот общая продолжительность определяется следующим образом:

Глубина разработки, м	до 100	101—200	201—300
Продолжительность, лет	1	2—2,5	3

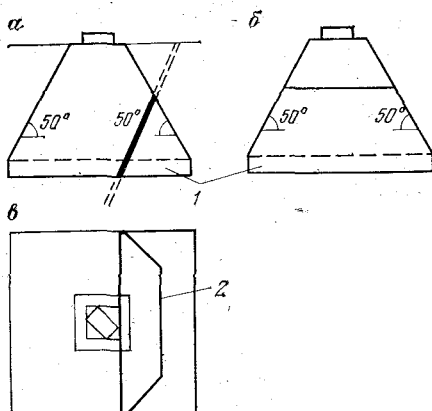


РИС. 340. Построение предохранительных целиков на жильном месторождении: а — разрез вкост простирання; б — разрез по простиранню; в — план

МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПО ОБЕСПЕЧЕНИЮ
УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ КАРЬЕРОВ

Г л а в а XXX
УСТОЙЧИВОСТЬ И ДЕФОРМАЦИЯ
ОТКОСОВ КАРЬЕРОВ

§ 222. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ УСТОЙЧИВОСТИ
И ДЕФОРМАЦИЯХ ОТКОСОВ

Вопросы устойчивости откосов относятся к числу наиболее актуальных. От них зависит безопасность работ на карьерах, количество и тип применяемой техники и объемы потерь готовых к выемке запасов полезных ископаемых, предельная глубина разработки, объем вскрыши и основные экономические показатели. Увеличение общего угла наклона борта только на 1° при глубине карьера 300 м приводит к сокращению объема вскрыши почти на 3 млн. м³ на каждый километр протяженности борта. В настоящее время годовой объем пустых пород, перемещаемых в отвалы, в нашей стране составляет несколько миллиардов кубометров. При дальнейшем развитии открытых работ, и особенно при увеличении глубины карьеров, вопросы устойчивости их бортов приобретают все большее значение.

Все виды деформаций бортов карьеров в той или иной степени связаны с изменением естественного напряженного состояния горных пород, вызванным проведением горных выработок.

Как известно, в естественных условиях горные породы находятся в условиях неравномерного всестороннего сжатия. На параметры тензора напряжений естественного массива горных пород оказывают влияние гравитационные и тектонические силы, а также гидрогеологические условия. Первичная неравномерность всестороннего сжатия, обусловленная тектоническими силами или постепенным накоплением осадочных пород, сглаживается с течением времени под влиянием реологических процессов и релаксации касательных напряжений.

Проведение открытых горных выработок увеличивает неравномерность всестороннего сжатия пород, что приводит к росту касательных напряжений в прибортовой зоне горного массива, часто достигающих предельных величин, следствием чего является появление оползней и обрушений бортов карьеров.

*Из курса сопротивления материалов известно, что всякое изменение напряженного состояния материалов вызывает их дефор-

мирование. При росте касательных напряжений деформирование проявляется в форме сдвига. Относительная величина сдвига γ зависит от модуля сдвига G данной горной породы и величины касательных напряжений τ :

$$\gamma = 1/G\tau. \quad (\text{XXX.1})$$

Изменение касательных напряжений в горном массиве, прилегающем к открытой выработке, захватывает довольно широкую зону и, конечно, неодинаково в различных ее точках. На рис. 341 линией $ABCD$ изображен контур горных пород массива (борта)

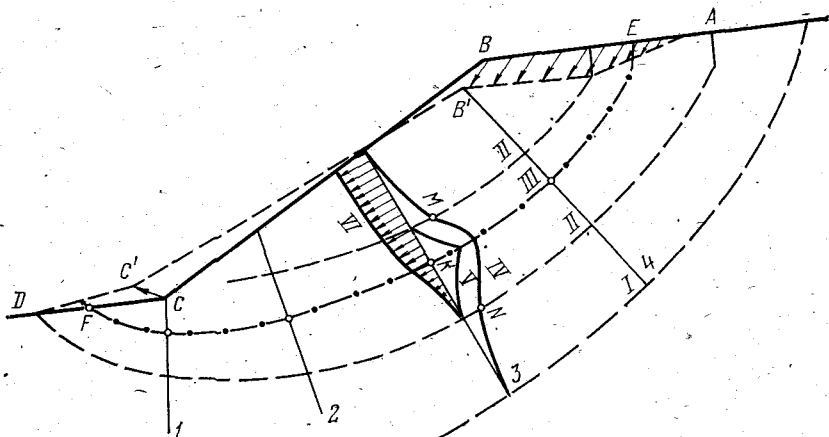


РИС. 341. Схема деформирования массива горных пород вблизи открытой горной выработки

до начала его деформирования, а линией $AB'C'D$ — тот же контур через некоторое время после проведения выработки. Стрелками изображены векторы смещения отдельных точек массива горных пород. Кривая AB' отображает сдвигание земной поверхности вблизи открытой горной выработки.

Если на линии 3, проведенной в массиве перпендикулярно к борту, в качестве ординат отложить отрезки, равные касательным напряжениям, то в результате получим кривую IV с максимумом на некотором расстоянии от поверхности борта. На участке MN этой кривой напряжения превышают предел упругости τ_y (для горных пород более характерен предел ползучести, который условно можно считать близким пределу упругости или пределу длительной прочности). Возникающие под влиянием этих напряжений пластические деформации сдвига изобразятся кривой V , а интегрирование этой кривой даст кривую смещений VI .

Точки с максимумом деформаций сдвига имеются и по другим сечениям (1; 2; 4), и если соединить их плавной кривой, то получим так называемую наиболее слабую поверхность, которая при предельных напряжениях становится поверхностью скольжения.

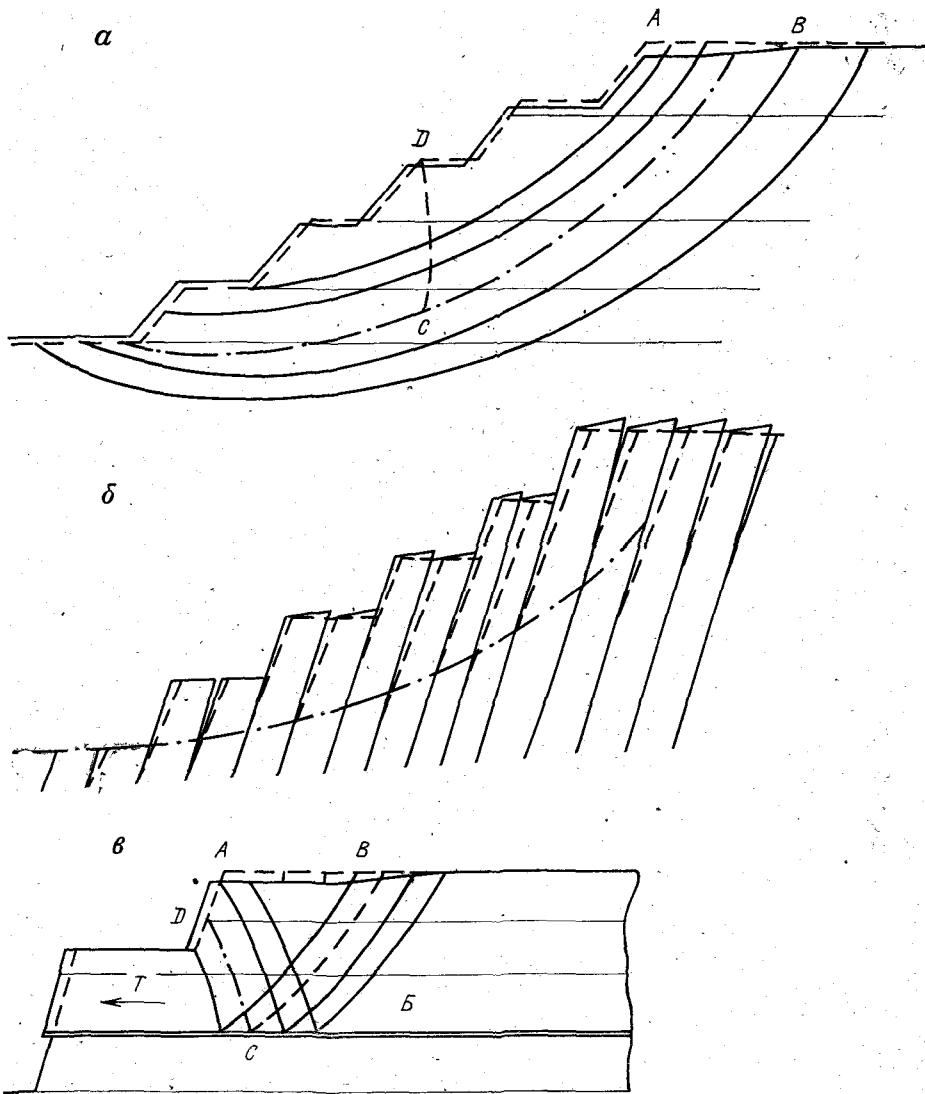
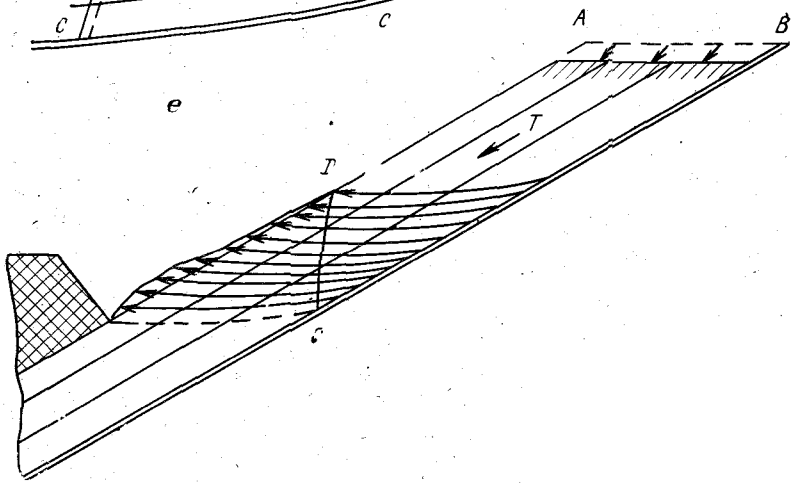
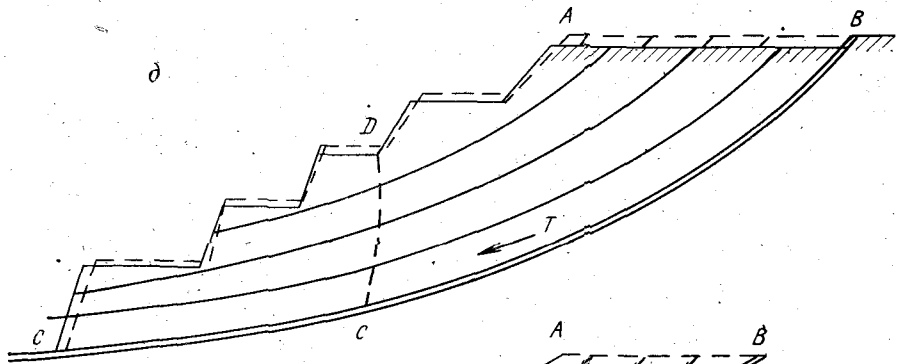
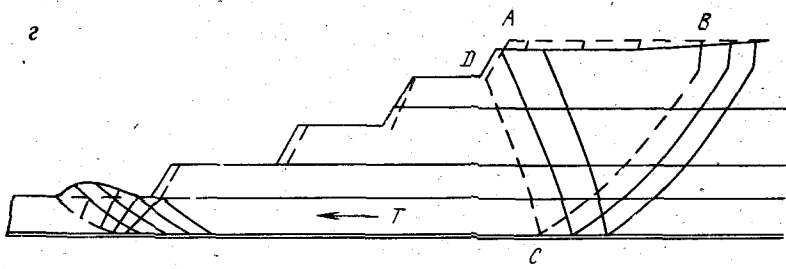


РИС. 342. Схемы допредельного

Изучение деформаций откосов на моделях из эквивалентных материалов показывает, что векторы сдвига прибортового массива вблизи потенциальной поверхности скольжения параллельны ей, а их величина вдоль поверхности скольжения сверху вниз уменьшается мало.

Если откос сложен слоями пород различного литологического состава, различной прочности и деформируемости и при этом кон-



деформирования слоистых откосов

такты между слоями не являются слабыми, то наиболее слабая поверхность пересекает все слои и в общем характер деформирования борта остается таким же, как и при его сложении однородными породами. Если контакты между слоями являются слабыми, то они оказывают существенное влияние на характер деформирования откосов, как в предельном состоянии, так и в допредельном. На рис. 342 показан ряд схем деформирования слоистых откосов

со слабыми контактами между слоями. Все эти схемы отображают стадию деформирования, предшествующую активным смещениям массива, ограниченного наиболее слабой поверхностью. Таков же характер деформирования откосов подобного сложения и при напряжениях, далеко не достигающих предельных. При таких напряжениях деформации носят затухающий во времени характер и не являются опасными для ведения горных работ, хотя их величины могут быть и значительными. Например, при крутом залегании слоев смещения верха слоев за счет их изгиба могут достигать 2—3 м (при глубине карьера более 100 м). В то же время такому откосу еще не угрожает возникновение оползня. Естественно, что возникающие при таком деформировании трещины расслоения представляют опасность для транспорта и другого оборудования и должны своевременно заделываться.

На карьерах наблюдаются и другие, более простые виды деформаций откосов (осыпи, оплывины и просадки).

§ 223. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА УСТОЙЧИВОСТЬ И ДЕФОРМАЦИЮ ОТКОСОВ

Устойчивость откосов обычно характеризуется коэффициентом запаса устойчивости n , являющимся отношением суммы всех сил сопротивления сдвигу $\sum S$ к сумме сдвигающих сил $\sum T$, действующих вдоль наиболее слабой поверхности:

$$n = \frac{\sum S}{\sum T} \quad (\text{XXX.2})$$

Влияние на устойчивость откосов тех или иных горно-геологических и физико-географических факторов определяется их влиянием на силы сопротивления сдвигу или на сдвигающие силы. Одним из основных геологических факторов, определяющих сопротивление сдвигу, является прочность горных пород, от которой зависит предельное сопротивление сдвигу. Следует отметить, что сопротивление сдвигу горных пород является величиной переменной, зависящей также от величины нормальных сжимающих напряжений, действующих на поверхности сдвига. В общем виде эта зависимость криволинейна и обычно изображается в графической форме и лишь в небольшом интервале нормальных напряжений может быть аппроксимирована прямой

$$\tau = K + \sigma_n \operatorname{tg} \rho, \quad (\text{XXX.3})$$

где K — сцепление горной породы; $\operatorname{tg} \rho = f$ — коэффициент внутреннего трения.

В табл. 8 дана классификация горных пород по их устойчивости в откосах.

Сопротивление сдвигу несвязных горных пород — чистых песков, гравия и раздробленных скальных и полускальных по-

Т А Б Л И Ц А 8

Группа пород	Общая характеристика группы	Основные представители горных пород этой группы	Основные показатели устойчивости откосов
I. Крепкие (скальные)	<p>Обж ≥ 80 МПа, слабоветрициноватые, слабоветриваемые, не набухают в бортах карьеров, не подвергаются пластическим деформациям</p> <p>Обж = 8,0–80 МПа</p>	<p>Незаветрелые и слабоветрелые изверженные и метаморфические породы, кварцевые песчаники, известняки и кремнистые конгломераты</p>	<p>Характеристики сопротивления сдвигу по поверхностям ослабления ρ' и K' и элементы залегания этих поверхностей</p>
II. Средней крепости (полускальные)	<p>Обж < 8 МПа, набухают, размокают, пластичны, интенсивно выветриваются и осыпаются, оползают.</p>	<p>Выветрелые разновидности изверженных и метаморфических пород, глинистые и известковые песчаники, аргиллиты, алевролиты, мергели, известковистые конгломераты и брекчин, известняк-ракушечник, угли</p> <p>Сильновыветрелые или полностью дезинтегрированные, изверженные и метаморфические, а также выветрелые разновидности осадочных пород второй группы, все разновидности глин, сулесея и суглинков, глинистые пески и галечники, мел, лёсс, делловальдые и моренные отложения</p> <p>Каменистые и щебеочные накопления у основания откосов пород первой и второй групп, чистые галечники и пески</p>	<p>Характеристики прочности пород в образце ρ и K и по поверхностям ослабления ρ' и K', элементы залегания и интенсивность трещиноватости</p>
III. Слабые (глинистые)	<p>Сцепление отсутствует, угол внутреннего трения и угол естественного откоса изменяются в пределах от 28 до 38°, пластически не деформируются, не размокают и не оползают</p>	<p>Современные илесто-глинистые озерные, болотные и лагунные осадки, пыльные водонасыщенные пылеватые пески и глины, водонасыщенные почво-загорфованные осадки, водонасыщенные легкие и пылеватые суглинки</p>	<p>Характеристики ρ, K, ρ' и K', интенсивность трещиноватости, залегание поверхностей ослабления, водонасыщенность и напорные воды</p>
IV. Несвязные (сыпучие)	<p>Сцепление отсутствует, угол внутреннего трения и угол естественного откоса изменяются в пределах от 28 до 38°, пластически не деформируются, не размокают и не оползают</p>	<p>Угол внутреннего трения (или угол естественного откоса), зависящий от коэффициента трения по поверхности частиц (обломков) и от их формы</p>	<p>Угол внутреннего трения (или угол естественного откоса), зависящий от коэффициента трения по поверхности частиц (обломков) и от их формы</p>
V. Илы и плывуны	<p>Сцепление менее 0,02 МПа в водонасыщенном состоянии, внутреннее трение отсутствует</p>	<p>В откосах высотой более 3–5 м неустойчивы; не могут служить устойчивым основанием отвалов, оборудования и дорог</p>	<p>В откосах высотой более 3–5 м неустойчивы; не могут служить устойчивым основанием отвалов, оборудования и дорог</p>

род в довольно широком интервале нормальных напряжений характеризуется постоянной величиной коэффициента внутреннего трения и нулевым сцеплением.

На рис. 343 линией I изображено предельное сопротивление сдвигу горной породы в монолитном образце, а линией II — предел ползучести при тех же нормальных напряжениях. Линия IV выражает сопротивление сдвигу той же породы в раздробленном виде — щебня, отвалов. Сопротивление сдвигу той же самой горной породы в массиве, ослабленном ступенчато расположенными трещинами отдельности, существенно меньше, чем в монолитном образце (линия III). Чем интенсивнее эта трещиноватость, тем меньше сопротивление сдвигу. Следовательно, интенсивность

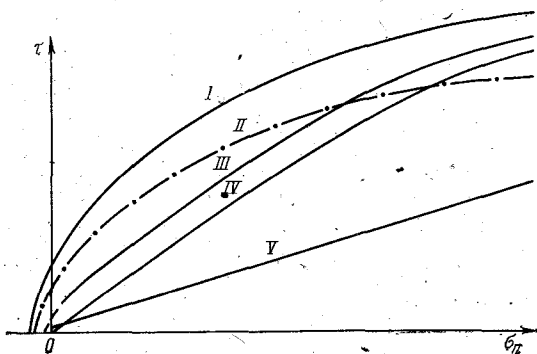


РИС. 343. Изменение предельного сопротивления сдвигу горной породы и предела ползучести

трещиноватости также является существенным фактором, влияющим на устойчивость откосов.

При исследованиях устойчивости бортов трещины разделяют по протяженности на малые, или трещины отдельности, и трещины большого протяжения. Первые имеют большее распространение, и ими в основном определяются форма и размеры элементарных блоков горной породы. Эти трещины располагаются ступенчато.

На устойчивость откосов уступов решающее влияние оказывают наклонные и пологие трещины большого протяжения, развитые по слоистости, сланцеватости и параллельно дизъюнктивным нарушениям.

По тектоническим нарушениям, контактам между слоями пород различного литологического состава и по сланцеватости сопротивление сдвигу значительно меньше, чем по поверхностям, не совпадающим с этими поверхностями ослабления. Это уменьшение происходит за счет сил сцепления и сил трения (линия V). Перечисленные поверхности ослабления также относятся к числу важнейших факторов, влияющих на устойчивость откосов, если

они расположены в массиве борта таким образом, что по ним может пройти наиболее слабая поверхность.

Уменьшение прочности горных пород в откосах под влиянием набухания, разуплотнения, выветривания и выщелачивания также приводит к уменьшению сил сопротивления сдвигу и коэффициента запаса устойчивости.

На набухание и разуплотнение глинистых пород в бортах карьеров особенно большое влияние оказывают напорные воды при пологом и наклонном залегании перемежающихся водоносных и водоупорных слоев пород.

Отсутствие регулируемого стока атмосферных осадков проявляется на деформации откосов, сложенных песчано-глинистыми породами. Влияние этого фактора проявляется частично за счет увеличения плотности пород, а в большей степени за счет уменьшения сопротивления сдвигу пород при увеличении их влажности и в еще большей степени — за счет появления гидростатического давления по поверхности скольжения при полном водонасыщении пород, когда капиллярная вода переходит в гравитационную воду, резко уменьшающую силы сопротивления сдвигу и общую устойчивость откосов.

На откосы песчаных и песчано-глинистых пород большое влияние оказывает также высачивание грунтовых вод на поверхность откоса, проявляющееся в размывании, размокании и оплывании поверхностного слоя пород.

На общую устойчивость бортов карьеров существенное влияние оказывает гидростатическое давление, особенно при наличии нескрытых напорных водоносных горизонтов при пологом и наклонном залегании слоев пород, а также при расположении карьеров вблизи водоемов, когда в борту карьера создается крутая депрессионная поверхность грунтового потока.

Из физико-географических факторов наиболее существенными являются: количество атмосферных осадков и их характер, температурный режим района и его микро-рельеф. Все эти факторы влияют на гидрогеологический режим и на выветривание пород.

Горнотехнические факторы: способ производства буровзрывных работ, способ заоткоски уступов, соблюдение профиля площадок уступов и водосточных канав, влияние подземных разработок, форма бортов в плане и разрезе также оказывают существенное влияние на устойчивость откосов.

Все явления деформаций откосов уступов и бортов карьеров разделяются на пять видов: осыпи, обрушения, оползни, просадки и оплывины.

При установлении причин развития деформаций бортов карьеров не следует их смешивать с геологическими условиями, в которых развиваются эти деформации, и с факторами, способствующими их развитию. Так, часто считают причиной возникновения оползней или крупных обрушений наличие дизъюнктивных на-

рушений, слоистости, диапировых складок, обводненности пород и других факторов, характеризующих геологическую обстановку, в которой происходят те или иные деформации. В действительности же причиной оползней является не наличие поверхностей ослабления, а то, что эти поверхности были недостаточно разведаны или не учтены при проектировании и при производстве горных работ.

Причинами появления деформаций могут являться: несоответствие углов наклона бортов геологическим условиям или недостаточная разведанность этих условий; отсутствие дренажа или его неэффективность; неправильное ведение горных работ (например, буровзрывных), что часто является причиной возникновения обрушения и интенсивного развития осыпей; неправильное представление о характере явления вследствие его недостаточной изученности вообще или вследствие его недооценки; применение неправильного метода расчета, дающего завышенные углы откосов.

§ 224. ПОНЯТИЕ О МЕТОДАХ РАСЧЕТА УГЛОВ УСТОЙЧИВЫХ ОТКОСОВ

Механико-математической основой расчетов устойчивости откосов является теория предельного равновесия грунтовых масс или так называемой (связной) сыпучей среды.

Общий принцип расчета откосов на предельное равновесие заключается в том, чтобы для среды с заданными характеристиками сопротивления сдвигу ρ и K и плотностью γ определить такие параметры откоса (H , α или полный профиль откоса), при которых в нем появляются одна или несколько поверхностей скольжения, во всех точках которых удовлетворяется условие предельного напряженного состояния, выражаемое формулой (XIX.3).

Наиболее простым методом расчета устойчивости откоса является так называемый *метод круглоцилиндрической поверхности*, предложенный еще в 1916 г. Метод круглоцилиндрической поверхности постоянно совершенствовался. Велся поиск расположения наиболее слабой (расчетной) поверхности скольжения, по которой производится сложение удерживающих и сдвигающих сил (отношение этих сил называется коэффициентом запаса устойчивости).

При построении поверхности скольжения используется известное в теории сыпучей среды положение о том, что площадки скольжения ориентированы к направлению наибольшего главного напряжения под углом $\delta = \frac{\pi}{4} - \frac{\rho}{2}$.

Определение сдвигающих и удерживающих сил в большей части методов, основанных на круглоцилиндрической поверх-

ности скольжения, производится графически (рис. 344) или по формулам:

$$T_i = P_i \sin \beta; \quad N_i = P_i \cos \beta; \quad S_i = N_i \operatorname{tg} \rho + K_i l_i, \quad (\text{XXX.4})$$

где P_i — вес элементарного блока породы; β — угол наклона площадки скольжения в его основании; l — наклонная длина этой площадки, в плоской задаче равная ее площади.

Метод алгебраического сложения сил применяется при пологой плавной поверхности скольжения, положение которой в массиве чаще всего предопределено имеющимися поверхностями с пониженным сопротивлением сдвигу. В этом методе, как и в методе круглоцилиндрической поверхности скольжения, призма возможного оползания вертикальными гранями разделяется на ряд блоков, вес которых раскладывается на нормальную и касательную составляющие относительно площадки скольжения, являющейся основанием блока. Коэффициент запаса устойчивости определяется как отношение удерживающих и сдвигающих сил

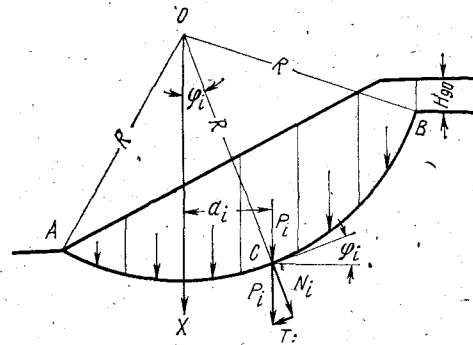


РИС. 344. Схема к расчету методом круглоцилиндрической поверхности скольжения

$$n = \frac{\sum K_i l_i + \sum N_i \operatorname{tg} \rho_i}{\sum T_i}. \quad (\text{XXX.5})$$

Характеристики сопротивления сдвигу вдоль поверхности скольжения K_i , ρ_i могут быть переменными.

Методом алгебраического сложения сил легко определяется так называемое оползневое давление E на поддерживающие сооружения:

$$E = n \sum T_i - \operatorname{tg} \rho_i \sum N_i - \sum K_i l_i, \quad (\text{XXX.6})$$

необходимость в которых возникает в тех случаях, когда коэффициент запаса устойчивости рыхлых масс на склоне оказывается меньше необходимого его значения n .

Метод многоугольника сил является наиболее универсальным и применяется при сложных формах поверхности скольжения, когда выше два метода неприменимы.

Призма возможного оползания разделяется на блоки гранями, ориентировка которых определяется положением поверхностей ослабления или направлением наибольших главных напряжений. По граням блоков прокладываются действующие по ним векторы внешних и внутренних сил (в том числе и объемных сил, которые прикладываются к центру тяжести блоков). После этого для каж-

дого блока последовательно определяются значения неизвестных сил. Точность решения задач этим методом в большой степени зависит от того, как производится разделение области, находящейся в предельном состоянии, на взаимодействующие блоки, которые в этом методе принимаются жесткими. Силы, распределенные по граням между блоками, заменяются сосредоточенными силами, представленными силами сцепления, силами трения и нормальными к граням силами реакций между блоками.

Принципы метода многоугольника сил изложены в инструкции по расчету устойчивости бортов разрезов.

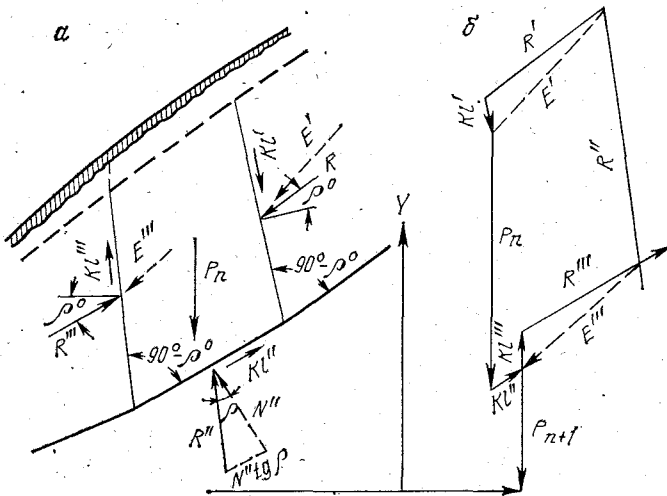


РИС. 345. Схема и многоугольник сил:
а — действующих на элементарный блок горных пород; б — много-
угольник сил

На рис. 345 приведены схема сил, действующих по граням блока с учетом объемных сил, при свободной верхней грани. На рассматриваемый блок действует реакция E' от предыдущего блока справа, сила собственного веса блока P_n , силы сцепления K_l'' , K_l''' и силы R'' и R''' , являющиеся равнодействующими сил трения и нормальных составляющих N'' и N''' . Искомая в этом примере сила E''' реакции на последующий блок является геометрической суммой (равнодействующей) сил сцепления K_l''' , сил трения $N''' \operatorname{tg} \rho$ и нормальной составляющей взаимодействия между блоками. Решение становится возможным при условии замены сил трения и нормальной составляющей их равнодействующей R'' , отклоняющейся от нормали на угол, равный углу внутреннего трения между блоками. Эта равнодействующая отклоняется от нормали в сторону, противоположную направлению возможного проскальзывания рассматриваемого блока относительно смежного. На графике сил силы сцепления отклады-

ваются по направлениям, параллельным граням, по которым они действуют, и их величина является произведением сцепления на площадь грани. Реакции R'' и R''' известны по направлениям, а их величина определяется (ограничивается) точкой пересечения M на графике сил. Реакция E''' на последующий блок является равнодействующей сил Kl''' и R''' .

При расчете по этому методу коэффициент запаса устойчивости приближенно может быть определен по формуле

$$n = 1 + \frac{\Delta T}{\sum K l_i'' + \sum R_i'' \sin \rho}, \quad (\text{XXX.7})$$

где ΔT — избыточная сила в сумме сил последнего блока, необходимых для его предельного равновесия; $\sum K l_i''$ — сумма сил сцепления по поверхности скольжения; $\sum R_i'' \sin \rho$ — сумма сил трения по поверхности скольжения.

Отрезок ΔT проводится параллельно силе Kl'' в последнем блоке. При этом если при замыкании многоугольника сил он будет направлен вправо от конца отрезка Kl'' , то его величина будет отрицательной и коэффициент устойчивости откоса будет меньше единицы, а если влево, то ΔT будет величиной положительной, а коэффициент запаса будет больше единицы. В тех случаях, когда при определении по формуле (XXX.7) коэффициент запаса получается больше 1,2, то его необходимо ввести в расчетные характеристики сопротивления сдвигу и повторить расчет с новыми характеристиками сопротивления сдвигу.

На рис. 346 приведена зависимость относительной (безразмерной) высоты плоского борта от его угла наклона для таких условий, когда по геологическим условиям поверхность скольжения можно принимать круглоцилиндрической. Действительная высота борта определяется по формулам:

$$H = H' N_{90}; \quad N_{90} = \frac{2K_{\Pi}}{\gamma} \operatorname{tg} (45^{\circ} + \rho_{\Pi}/2), \quad (\text{XXX.8})$$

где K_{Π} , ρ_{Π} — средневзвешенные вдоль поверхности скольжения характеристики сопротивления сдвигу в массиве (сцепление и угол внутреннего трения); γ — средняя величина плотности.

Пример. Определить угол наклона борта при $H = 300$ м, $\rho_{\Pi} = 26^{\circ}$, $K_{\Pi} = 40$ т/м², $\gamma = 2,5$ т/м³.

Определим величину H' по формуле (XXX.8). По графику (рис. 346) для $H' = 5,9$ м и $\rho_{\Pi} = 26^{\circ}$ находим $\alpha = 46^{\circ} 30'$.

Величины характеристик сопротивления сдвигу в образце ρ и K определяются путем лабораторных испытаний пород на срез или на неравномерное трехосное сжатие (в стабилометрах), методика проведения которых излагается в курсе инженерной геологии.

Для определения расчетных характеристик сцепления в массиве K данные лабораторных испытаний умножаются на коэффи-

циенты структурного ослабления λ и длительной прочности η , делятся на коэффициент устойчивости n :

$$K_n = \frac{\lambda \eta}{n} K. \quad (\text{XXX.9})$$

Величина коэффициента структурного ослабления трещиноватых горных пород изменяется от 0,5 до 0,01 в зависимости от прочности пород, интенсивности и характера их трещиноватости, а также от высоты борта и определяется путем натуральных испытаний.

Коэффициент длительной прочности η определяется путем испытаний и изменяется от 0,4 у жирных глин до 0,95 у наиболее прочных пород.

Величина коэффициента запаса зависит главным образом от достоверности расчетных характеристик сопротивления сдвигу и надежности установленного путем разведки геологического

ТАБЛИЦА 9

Общая характеристика комплексов пород, слагающих борта	Геологические условия и основные факторы, оказывающие влияние на углы наклона бортов	Ориентировочные величины углов наклона бортов, градус
I. Крепкие (скальные)	Крепкие слаботрещиноватые породы; основные факторы: ширина берм, высота уступов и углы их откосов, зависящие от углов падения слоев в сторону карьера, тектонических трещин, тектонических нарушений, контактов между изверженными породами различного петрографического состава	до 55—60
	Те же породы интенсивной трещиноватости при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления Борт лежачего бока при падении слоев под углом менее 40°	40—45 30—35
II. Средней крепости (полускальные)	Зоны выветрелых изверженных и метаморфических пород, а также хлоритовые, серицитовые и талько-хлоритовые сланцы, аргиллиты, алевролиты, средней прочности песчаники: при отсутствии поверхностей ослабления большого протяжения, падающих в сторону карьера	38—45
	При наличии поверхностей ослабления, падающих в сторону карьера	30—35
III. Слабые (глинистые и песчано-глинистые)	Борта сложены в основном песчано-гравийными, меловыми, дезинтегрированными изверженными и другими хорошо дренируемыми отложениями; в нижней части борта — пластичные глины, поверхностей ослабления нет	22—30 20—30
	В нижней части борта или в его основании имеются слои пластичных глин или поверхности ослабления — поверхности скольжения и слабые контакты между слоями	6—25

строения борта: залегания слоев и слабых контактов между ними, тектонических нарушений, трещиноватости массива.

При достаточно надежном изучении геологического строения борта и характеристик сопротивления сдвигу величина коэффициента запаса устойчивости борта в целом принимается равной 1,2—1,3, а отдельных уступов 1,5—2,0. Указанные величины коэффициента запаса вводятся в характеристики сопротивления сдвигу и расчет параметров откосов по методам, изложенным выше, производится из условия предельного равновесия. В формулах (XXX.5), (XXX.6) величина n должна получаться равной единице. Если при расчете с характеристиками, уменьшенными в n' раз, получается коэффициент запаса n'' , то действительный коэффициент запаса получается путем перемножения этих коэффициентов.

Ориентировочные углы наклона бортов в зависимости от геологических условий приведены в табл. 9. Большое число факторов, влияющих на величину угла наклона борта в конкретных условиях, исключает возможность надежного его определения по табличным данным. Особенно это относится к бортам, сложенным песчано-глинистыми породами. Наличие в толще песчано-глинистых пород даже тонкого слоя жирных глин приводит к существенному уменьшению общего угла наклона.

Глава XXXI

МАРКШЕЙДЕРСКИЕ НАБЛЮДЕНИЯ ЗА ДЕФОРМАЦИЕЙ ОТКОСОВ КАРЬЕРОВ

§ 225. ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫЕ И УПРОЩЕННЫЕ НАБЛЮДЕНИЯ

Инструментальные наблюдения за деформацией откосов карьеров проводят с целью установления количественных показателей развития деформаций отдельных участков бортов с течением времени в зависимости от геологических условий и развития горных работ. Наиболее полные данные о характере деформаций откосов получают путем наблюдения за смещением реперов, заложенных по профильным линиям, которые располагаются в направлении наибольшего наклона борта, т. е. вкрест его простираются. На оползнях или склонах, на предрасположенных к оползанию больших площадях конструкция наблюдательных станций может иметь другой вид, более удобный для данных условий, чем профильные линии.

Профильные линии закладываются на участках, где имеются факторы, способствующие уменьшению устойчивости бортов (крутой угол наклона борта или большая глубина карьера; наличие

тектонических нарушений, слабых контактов и слоев пластичных глин в основании бортов; неблагоприятные гидрогеологические условия; наличие на бортах высоких внешних отвалов и т. п.).

Длина наблюдательных профильных линий устанавливается с таким расчетом, чтобы при максимальной глубине карьера часть реперов оставалась в недеформируемой зоне. При закладке профильной линии для кратковременных наблюдений за действующими оползнями длину опорной части линии принимают равной от 50 до 150 м в зависимости от условий местности и глубины карьера. Длина рабочей части линии зависит от протяженности оползня по линии наибольшего наклона борта и может достигать 300 м и более.

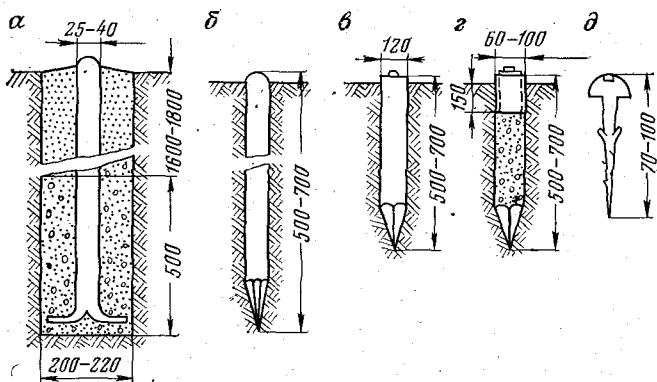


РИС. 347. Конструкция реперов наблюдательных станций

Расстояние между реперами принимают равным от 5 до 30—40 м в зависимости от высоты уступов и ширины площадок. На каждой площадке уступа по прямой линии закрепляют не менее двух реперов. Конструкция реперов, закладываемых по наблюдательным профильным линиям, должна отвечать требованиям, приведенным в § 204.

При длительных наблюдениях (более 3—5 лет) за деформациями бортов карьеров могут применяться такие же реперы, как и при длительных наблюдениях за сдвижением земной поверхности под влиянием подземных разработок. Для наблюдений в течение относительно непродолжительного времени на опорные части закладывают реперы (забетонированные стальные штыри), представленные на рис. 347, а, на рабочей части реперы, представленные на рис. 347, б, в, г (на рис. 347, д показан кованный гвоздь, имеющий накерненную сферическую головку).

Точность геодезической привязки опорных реперов профильных линий должна соответствовать точности определения координат опорных реперов при наблюдениях за сдвижением горных пород или точности пунктов обоснования для съемки горных выработок.

Инструментальные наблюдения по каждой профильной линии и в каждой серии включают следующие измерения: а) нивелировку всех реперов, начиная от опорных; б) измерение расстояний между реперами стальными рулетками при постоянном натяжении и с фиксацией температуры, длиномерами или дальномерами; в) съемку отдельных уступов, навалов пород, трещин и других особенностей, появившихся за время после предыдущей серии наблюдений.

В первую серию наблюдений производится детальная геологическая съемка обнажений пород вдоль профильной линии: трещиноватость, углы падения слоев и дизъюнктивных нарушений, образовавшиеся открытые трещины и видимые смещения пород, углы падения обнажившихся участков поверхности скольжения (естественно, что все эти элементы снимаются и во все последующие серии, если они подверглись изменениям или проявились вновь).

На ровных и слабонаклонных участках производят геометрическое нивелирование реперов, а при наклоне поверхности оползневого участка более $8-10^\circ$ — тригонометрическое нивелирование. Все измерения производят с контролем. В практике наблюдений за оползнями применяют следующие схемы измерений для обеспечения контроля при тригонометрическом нивелировании:

прямые и обратные измерения каждого интервала или измерения в одну сторону при двух установках (горизонтах) теодолита производят в тех случаях, когда на площадках закрепляют по одному реперу;

при закреплении на площадке более одного репера с крайнего репера на верхней площадке измеряют углы и расстояния по крайней мере на два репера на нижней площадке, а затем производят геометрическое нивелирование всех реперов на этой площадке;

если на оползневом участке закладывают параллельно две или три профильные линии, то тригонометрическое нивелирование производится по каждой линии в одном направлении без повторных измерений, а затем через два-три уступа все линии связываются геометрическим нивелированием.

Тригонометрическое нивелирование по точности должно соответствовать подземной полигонометрии. При небольших смещениях реперов несколько повышается точность измерений, но во всех случаях она должна быть такой, чтобы погрешность определения расстояний и превышений каждого репера относительно начального репера не превышала 10% ожидаемой величины горизонтальных и вертикальных составляющих смещений за период между смежными сериями наблюдений.

Если отклонение реперов от створа оказывает заметное влияние на определение горизонтального расстояния (по створу) от начального репера, то это отклонение определяется с помощью теодолита в каждой серии наблюдений.

Периоды между сериями наблюдений по профильным линиям могут быть различными (от пяти—десяти дней до одного года) в зависимости от величины подвижек, их скорости, целевого назначения наблюдений, категории сооружений, которым угрожают оползни или обрушения. Если скорости подвижек значительны и необходимо срочно установить характер оползня, то наблюдения следует производить через пять—десять дней, а в некоторых случаях и через день.

По результатам полевых измерений определяют превышения и горизонтальные расстояния между реперами. Наблюдения можно считать удовлетворительными, если при геометрическом нивелировании разность превышений из двух нивелировок не превышает 3 мм, разность между двумя независимо измеренными и вычисленными горизонтальными проложениями не превышает 2 мм и разность между двумя независимыми измерениями одного и того же превышения и горизонтального проложения при тригонометрическом нивелировании не превышает предвычисленных погрешностей при заданной точности определения смещений. Такие же требования к точности определения смещений (погрешность определения смещений должна быть не более $1/10$ величины вектора смещений между смежными сериями наблюдений) предъявляются и к другим конструкциям наблюдательных станций. Если такая точность между смежными сериями не достигается принятыми средствами и методикой наблюдений, то необходимо их изменить или удлинить время между смежными сериями наблюдений, если это допустимо по поставленным задачам наблюдений.

По горизонтальным проложениям и превышениям составляют ведомость абсолютных (или относительных) высот и расстояний от начального репера по каждой профильной линии для каждой серии наблюдений.

Сравнивая высоты и горизонтальные расстояния от начального репера в смежных сериях, для каждого репера определяют горизонтальные и вертикальные составляющие его смещения за период между смежными сериями наблюдений. Разделив общую величину смещений (вектор смещения) на время, определяют средние скорости смещения каждого репера за время между смежными сериями наблюдений.

По каждой наблюдательной профильной линии строят геологический разрез (рис. 348, б) в одинаковом вертикальном и горизонтальном масштабах, на который наносят профиль борта до оползня, контур борта к моменту первой серии наблюдений и пополняют этот профиль при последующих сериях наблюдений. На геологическом разрезе отражают литологический состав пород, их залегание, уровни вод водоносных горизонтов или величины напоров воды в них, тектонические нарушения, трещиноватость, а также обнажившиеся участки поверхности скольжения.

В верхней части графика над геологическим разрезом (рис. 348, а) строят векторы смещения каждого репера за время между смежными сериями наблюдений; строят также графики изменения скоростей смещения реперов по линии и изменения во времени скоростей смещения отдельных характерных реперов профильных линий.

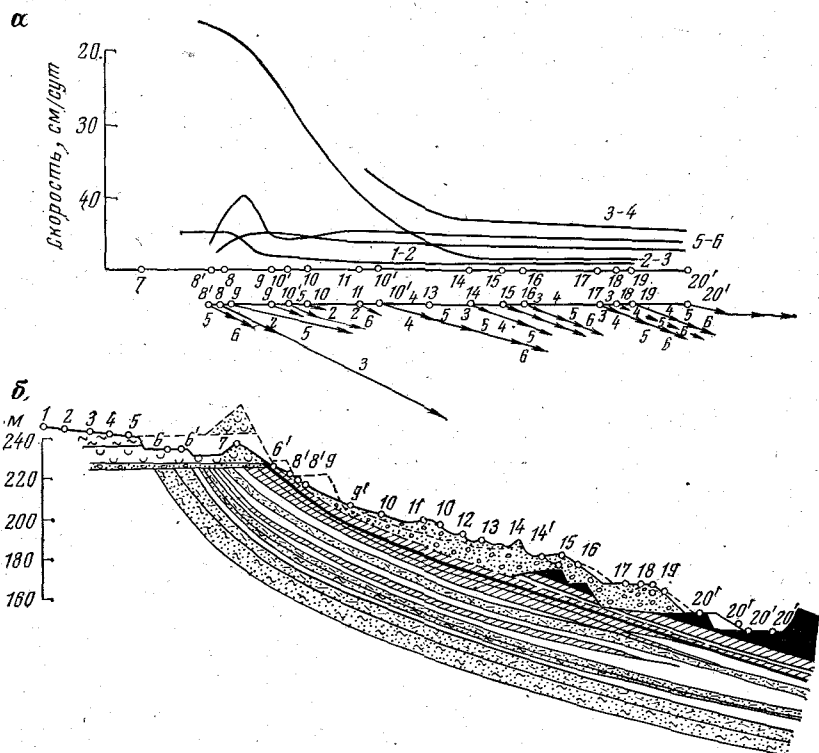


РИС. 348. Графическое изображение результатов маркшейдерских наблюдений по створу реперов

Упрощенные наблюдения за деформацией уступов и бортов карьеров слагаются из следующих видов работ:

периодическое нивелирование отдельных точек или групп точек, заложенных на характерных участках прибортовой зоны земной поверхности или на площадках уступов;

наблюдения за раскрытием образовавшихся трещин с помощью двух горизонтальных реек, укрепленных на кольях с обеих сторон от трещины. На рейки наносят штрихи, по которым наблюдают за их относительным смещением;

комбинированные наблюдения за влиянием взрывных работ на устойчивость откосов, уступов и сооружений, включающие измерения смещений реперов, деформаций на отдельных участках

и колебаний с помощью сейсмографов, установленных на различных расстояниях от ряда взрывааемых скважин;

наблюдения за выветриванием пород в откосах уступов и их осыпанием;

наблюдения за основанием откосов на участках высачивания грунтовых вод, когда под влиянием грунтовых вод возникают фильтрационные деформации;

наблюдения за деформациями высоких отвалов, которые обычно проявляются в виде просадки и в виде сдвига (как начала развития оползня). Необходимо различать эти виды деформаций, так как горнотехнические мероприятия, применяемые для борьбы с ними, различны.

В состав геолого-маркшейдерских работ по обеспечению устойчивости откосов уступов входит также и съемка трещин в горных породах как по их искусственным, так и по естественным обнажениям. Предметом изучения являются элементы залегания и местоположение трещин, характер их поверхности и состав залпняющего материала.

По данным обработки полевых измерений составляют структурные карты или планы, на которых по каждому уступу выделяют участки с однородной трещиноватостью и по каждому участку наносят все точки измерений основных трещин (диаграмму систем трещин отдельности с указанием среднего направления угла падения). На участках с интенсивностью трещиноватости более трех условным знаком обозначают форму блоков (прямоугольная, кубическая, параллелепипедная и др.), а в середине знака числом обозначают интенсивность трещиноватости. Элементы залегания основных трещин отмечают стрелкой с числом, обозначающим угол падения трещины в градусах.

Маркшейдерская служба карьеров обязана производить съемку и документацию всех возникающих на карьерах деформаций откосов и составлять ежегодные отчеты о состоянии бортов и их деформациях. Каждый оползень и обрушение должны быть засняты и нанесены на выкопировку из плана горных работ, захватывающую прилегающие к оползню участки шириной не менее соответствующих размеров оползня. По оползневному участку составляют два — четыре разреза, на которых показывают геологические данные, уровень грунтовых вод и профиль борта до и после оползня.

§ 226. УСТАНОВЛЕНИЕ ХАРАКТЕРА ОПОЛЗНЕЙ ПО РЕЗУЛЬТАТАМ МАРКШЕЙДЕРСКИХ НАБЛЮДЕНИЙ

По результатам маркшейдерских наблюдений в большинстве случаев можно с достаточной для практических целей точностью построить поверхность скольжения, а при наличии геологического разреза в данных о гидрогеологическом режиме — установить характер оползня и причины его образования.

1. Если векторы сдвижения реперов изменяют свое направление закономерно, а по величине почти одинаковы от верха до низа оползня, то можно сделать вывод, что последний движется как одно целое без существенных относительных смещений участков. В этом случае, пользуясь направлением векторов перемещения реперов, можно построить приближенное положение поверхности скольжения в массиве, так как перемещение любой точки сдвигающегося массива можно рассматривать как вращательное движение вокруг точки, расположенной на перпендикуляре к вектору смещения. Все точки массива вблизи этого пер-

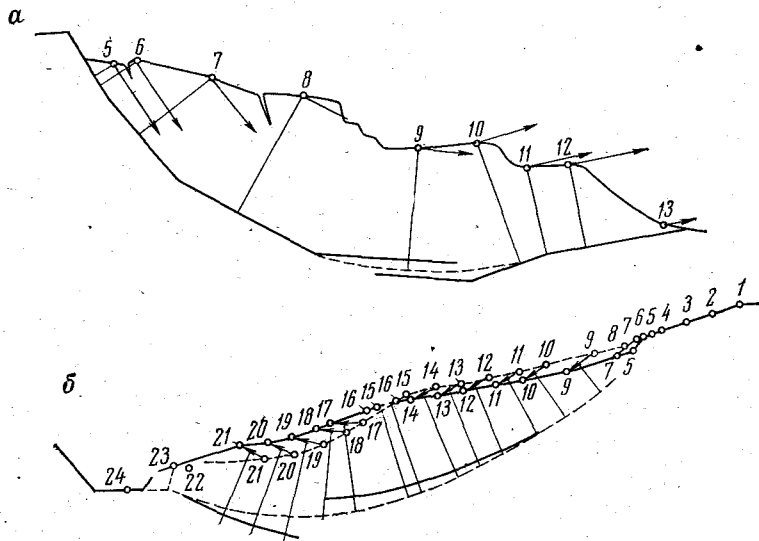


РИС. 349. Построение поверхности скольжения по векторам смещения

пендикуляра (вплоть до поверхности скольжения) будут также перемещаться параллельно вектору сдвижения репера. Следовательно, и сама поверхность скольжения по обе стороны от перпендикуляра к вектору сдвижения также параллельна этому вектору. Пользуясь этим положением, можно без труда, с достаточной точностью, построить всю поверхность скольжения следующим образом (рис. 349):

а) на профиле, где изображены в том же масштабе векторы сдвижения реперов, заложенных на поверхности откоса, к середине каждого из них восставляют перпендикуляр в сторону массива (при небольшой длине вектора его направление отмечают отрезком в большем масштабе);

б) от верхней или нижней линии (на разрезе — точка) пересечения поверхности скольжения с поверхностью обнажения горных пород (вверху — трещина отрыва, внизу — линия надвига) проводят отрезки, параллельные векторам сдвижения реперов на соответствующих перпендикулярах;

в) полученная таким путем ломаная линия между верхней и нижней трещинами сглаживается в плавную кривую;

г) если при построении ломаной линии от одной трещины она не смыкается с другой, то построение необходимо вести от верхней и нижней трещин до середины откоса, а затем провести среднюю кривую, как показано на рис. 349.

2. Если векторы сдвижения реперов от верха до низа оползневого участка параллельны на слоению пород, то это указывает на скольжение оползня по этой поверхности, что наблюдается при контактных оползнях или подошвенных оползнях отвалов.

3. При оползнях выпирания, надвига и подпочвенных оползнях отвалов, связанных с наличием тонкого слоя слабых пород или слабого контакта, поверхность скольжения частично проходит по этому слабому слою или слабому контакту, а частично под углом к нему, пересекая толщу вышележащих слоев пород. При переходе на слабый контакт или слой поверхность скольжения приобретает излом, а на земной поверхности появляется трещина со ступенчатым смещением по поверхности, сопряженной с основной поверхностью скольжения. Угол пересечения этих поверхностей составляет $90^\circ - \rho$, где ρ — средняя величина угла внутреннего трения пород, пересекаемых этими поверхностями. Векторы сдвижения на участке призмы оседания параллельны крутому участку поверхности скольжения, а на участке скольжения по слабому контакту (слою) параллельны этому контакту (слою).

Если слабый контакт (или слой) залегает ниже почвы откоса, то на почве возникает вал выпирания. При этом, чем глубже залегает слабый контакт от почвы откоса, тем на большем расстоянии l от нижней бровки откоса располагается вершина вала выпирания. Ориентировочно глубина залегания поверхности скольжения от почвы откоса может быть определена по формуле

$$h = \frac{2}{3} l \operatorname{tg}(45^\circ - \rho/2), \quad (\text{XXXI.1})$$

где ρ — средняя величина угла внутреннего трения комплекса пород в почве откоса до слабого контакта.

4. При накоплении оползневых масс на поверхности бортов часто затруднительно установить, оползает только рыхлый покров или оползают и коренные породы. По векторам сдвижения реперов это устанавливается легко — при покровных оползнях направления и величины векторов сдвижения реперов изменяются незакономерно и среди реперов с интенсивными подвижками имеются реперы с небольшими скоростями сдвижения. В покровных оползнях-потоках выпуклые части оползневого склона часто совпадают с выпуклостями в коренных (неоползающих) породах, и положение этих выпуклых участков поверхности оползня со временем не изменяется вследствие того, что рыхлые покровные массы при оползании огибают выступы коренных пород.

5. Выявлению характера и причин возникновения оползня способствуют графики изменения скоростей смещения реперов вдоль линии и отдельных характерных реперов, позволяющие установить активную часть оползневого массива и определить влияние времени, климатических условий и производственных процессов на интенсивность движения всего оползня и отдельных его частей.

Результаты анализа данных о деформациях бортов используются для корректировки проектных углов откосов уступов и общих углов наклона бортов при реконструкции карьера, при его погашении, а также для принятия оперативных решений при планировании очередности разработки отдельных участков.

§ 227. МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ РЕКУЛЬТИВАЦИИ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ И ПРИ ЛИКВИДАЦИИ РАБОТ В КАРЬЕРАХ

В соответствии со статьей 25 «Основ законодательства Союза СССР и союзных республик о недрах», с «Инструкцией о порядке консервации и ликвидации горнодобывающих предприятий» и с «Основными положениями по восстановлению земель, нарушенных при разработке месторождений полезных ископаемых, проведении геологоразведочных, строительных работ» при ликвидации работ в карьерах территория, прилегающая к отработанным карьерам, включая и внешние отвалы, должна быть приведена в такое состояние, в котором она может использоваться в народном хозяйстве после ликвидации горных работ.

При разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом возникают следующие четыре группы вопросов, связанных с рекультивацией земной поверхности в период разработки и после ее прекращения:

при разработке пластовых месторождений с пологим залеганием пластов и образованием внутренних отвалов — регулярная планировка верхнего яруса отвалов и восстановление растительного слоя на их поверхности;

при разработке наклонных и крутых пластов, залежей и рудных тел, когда выработанное пространство не заполняется внутренним отвалом, — обеспечение длительной устойчивости бортов отработанных карьеров и сохранности прилегающих к карьерам территорий;

рекультивация территорий, занятых внешними отвалами; сохранение гидрогеологического режима или его поддержание в таком состоянии, при котором существенно не нарушается экономический режим района.

Вопросы гидрогеологического режима вокруг действующего и погашенного карьера решаются гидрогеологической службой предприятий и проектных организаций и в данном разделе не рассматриваются.

Маркшейдерские работы по рекультивации внутренних и внешних отвалов включают: топографическое обоснование тер-

ритории, топографическую съемку поверхности отвалов, определение объема планированных работ, наблюдения за уплотнением отвалов и связанной с этим осадкой их поверхности. При выполнении этих работ необходимо учитывать понижение отметок геодезических пунктов, заложенных на отвалах. Величина осадки поверхности отвалов зависит от прочности пород, отсыпанных в отвал, и высоты отвалов. От этих же факторов зависит и продолжительность осадки.

Регулярное нивелирование реперов (в течение первого года 3—4 раза, а в последующие годы 1—3 раза), заложенных на отвалах, и построение графиков уменьшения скорости осадки позволяют дать прогноз о величине полной осадки отвалов и времени ее полного затухания. После прекращения осадки отвалов территория, занятая ими, может быть использована для строительства жилья и промышленных сооружений.

Маркшейдерские работы по обеспечению устойчивости бортов отработанных карьеров и сохранности прилегающих к ним территорий включают: оценку длительной устойчивости бортов, наблюдения за деформацией прилегающей к карьерам полосы земной поверхности, разработку мер предотвращения опасных деформаций прибортовой полосы земной поверхности.

Оценка длительной устойчивости бортов погашенных карьеров производится на основе детального изучения геологического строения бортов в предельном контуре карьера и всех инженерно-геологических факторов, оказывающих влияние на устойчивость откосов. Особое внимание при этой оценке уделяется вопросам длительной прочности пород, их выветриванию с течением времени, изменению гидрогеологических условий в бортах карьеров.

При затоплении карьеров после их отработки наименьший коэффициент запаса устойчивости бортов получается при их подтоплении примерно на 0,3 их высоты. Поэтому расчет устойчивости производится как неподтопленного борта — при наиболее неблагоприятном положении депрессионной поверхности в борту, так и подтопленного — при наиболее неблагоприятном уровне воды в карьере. Ухудшение устойчивости борта при его частичном подтоплении связано с уменьшением сил трения в зоне призмы упора вследствие ее гидростатического взвешивания. Устойчивость улучшается при полном подтоплении борта, когда гидростатическому взвешиванию подвергается также и призма активного давления. В связи с этим, если принято решение о сохранении карьера в затопленном состоянии, то необходимо форсировать полное затопление карьера.

Наиболее ответственной частью маркшейдерских работ при погашении карьеров является обеспечение безопасной сохранности прилегающих к карьерам территорий.

В зависимости от геологического строения отдельных участков бортов и верхних уступов земная поверхность вокруг по-

гашенного карьера будет претерпевать различного рода деформации.

Опыт открытых разработок показывает, что при общем коэффициенте запаса устойчивости 1,2—1,25 в пределах призмы, ограниченной наиболее слабой поверхностью, возникают смещения до 50—70 мм. При коэффициенте 1,1—1,15 они достигают величин 0,5—2 м с образованием открытых трещин, при коэффициенте запаса менее 1,1 с течением времени возможно образование оползания борта.

При составлении проекта на доработку карьера и его погашение должно быть проведено районирование бортов по степени их общей устойчивости и степени устойчивости верхних уступов при их сохранении в сухом состоянии и после затопления карьера.

Если территория вокруг карьера застроена, то необходимо составить прогноз ожидаемых деформаций земной поверхности вокруг карьера, связанных как с общей деформацией борта в зависимости от коэффициента запаса устойчивости, так и с возможным развитием оползней верхних уступов.

Прогнозная оценка ожидаемых деформаций уточняется путем инструментальных наблюдений за деформациями прибортовой полосы земной поверхности по методике, аналогичной методике наблюдений за сдвижением земной поверхности при подземной разработке месторождений.

Если ожидаемые деформации земной поверхности вокруг карьера превышают допустимые для имеющихся на этой территории сооружений, то должны быть приняты меры по уменьшению деформаций, если из экономических соображений это оправдывается.

В качестве мер, повышающих коэффициент запаса устойчивости и, следовательно, уменьшающих деформации бортов, применяются:

- подпор нижней части борта отвалами пород;
- выполаживание верхней части борта;
- оставление предохранительных целиков;
- сохранение дренажа бортов.

Все эти мероприятия могут быть выражены в количественной форме путем расчета на устойчивость при необходимой заданной величине повышения коэффициента запаса устойчивости.

Для предотвращения оползней и обрушений отдельных участков верхних уступов могут быть применены следующие мероприятия:

- заоткоска уступов;
- пригрузка откосов дренирующим материалом;
- планировка прибортовой полосы земной поверхности с целью предотвращения скопления воды;
- искусственное укрепление тех участков откосов, где их неполаживание и заоткоска невозможны из-за близкого к откосу расположения сооружения.

Раздел VIII

ОРГАНИЗАЦИЯ МАРКШЕЙДЕРСКОЙ СЛУЖБЫ, ПЛАНИРОВАНИЕ МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ

Глава XXXII

ОРГАНИЗАЦИЯ МАРКШЕЙДЕРСКОЙ СЛУЖБЫ В ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ОТРАСЛЯХ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР

§ 228. СТРУКТУРА МАРКШЕЙДЕРСКОЙ СЛУЖБЫ

Маркшейдерские работы на различных стадиях освоения месторождения выполняются специализированными организациями, проектными институтами и подразделениями горнодобывающей промышленности.

В горнодобывающей промышленности маркшейдерская служба является ведущей научно-технической службой и службой ведомственного контроля. Она должна быть самостоятельным структурным подразделением и не входить в состав других служб и подразделений. Главные маркшейдеры (начальники отделов) подчиняются непосредственно первому техническому руководителю соответствующей организации или горного предприятия.

Структура маркшейдерской службы обычно соответствует организационной структуре соответствующей отрасли. Так, в угольной промышленности маркшейдерская служба организована по схеме: маркшейдерский отдел шахты (карьера) — маркшейдерский отдел производственного объединения по добыче угля — управление главного маркшейдера союзного министерства. На Украине добавляется промежуточная ступень — управление главного маркшейдера Минуглепрома УССР. Начальник управления главного маркшейдера подчинен непосредственно первому заместителю министра.

В тех случаях, когда министерство объединяет несколько отраслей горной промышленности, управляемых через союзные или союзно-республиканские управления (объединения), маркшейдерская служба организуется при управлениях и в центральном аппарате министерства или только при управлениях. Так, в Министерстве цветной металлургии СССР маркшейдерская служба центрального аппарата создана в управлении геолого-маркшейдерских работ и, кроме того, маркшейдеры имеются в ряде других управлений.

Основными функциями маркшейдерских отделов министерств являются: общее методическое руководство маркшейдерской

гашенного карьера будет претерпевать различного рода деформации.

Опыт открытых разработок показывает, что при общем коэффициенте запаса устойчивости 1,2—1,25 в пределах призмы, ограниченной наиболее слабой поверхностью, возникают смещения до 50—70 мм. При коэффициенте 1,1—1,15 они достигают величин 0,5—2 м с образованием открытых трещин, при коэффициенте запаса менее 1,1 с течением времени возможно образование оползания борта.

При составлении проекта на доработку карьера и его погашение должно быть проведено районирование бортов по степени их общей устойчивости и степени устойчивости верхних уступов при их сохранении в сухом состоянии и после затопления карьера.

Если территория вокруг карьера застроена, то необходимо составить прогноз ожидаемых деформаций земной поверхности вокруг карьера, связанных как с общей деформацией борта в зависимости от коэффициента запаса устойчивости, так и с возможным развитием оползней верхних уступов.

Прогнозная оценка ожидаемых деформаций уточняется путем инструментальных наблюдений за деформациями прибортовой полосы земной поверхности по методике, аналогичной методике наблюдений за сдвижением земной поверхности при подземной разработке месторождений.

Если ожидаемые деформации земной поверхности вокруг карьера превышают допустимые для имеющихся на этой территории сооружений, то должны быть приняты меры по уменьшению деформаций, если из экономических соображений это оправдывается.

В качестве мер, повышающих коэффициент запаса устойчивости и, следовательно, уменьшающих деформации бортов, применяются:

- подпор нижней части борта отвалами пород;
- выполаживание верхней части борта;
- оставление предохранительных целиков;
- сохранение дренажа бортов.

Все эти мероприятия могут быть выражены в количественной форме путем расчета на устойчивость при необходимой заданной величине повышения коэффициента запаса устойчивости.

Для предотвращения оползней и обрушений отдельных участков верхних уступов могут быть применены следующие мероприятия:

- заоткоска уступов;
- пригрузка откосов дренирующим материалом;
- планировка прибортовой полосы земной поверхности с целью предотвращения скопления воды;

искусственное укрепление тех участков откосов, где их выполаживание и заоткоска невозможны из-за близкого к откосу расположения сооружения.

Раздел VIII

ОРГАНИЗАЦИЯ МАРКШЕЙДЕРСКОЙ СЛУЖБЫ, ПЛАНИРОВАНИЕ МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ

Глава XXXII

ОРГАНИЗАЦИЯ МАРКШЕЙДЕРСКОЙ СЛУЖБЫ В ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ОТРАСЛЯХ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР

§ 228. СТРУКТУРА МАРКШЕЙДЕРСКОЙ СЛУЖБЫ

Маркшейдерские работы на различных стадиях освоения месторождения выполняются специализированными организациями, проектными институтами и подразделениями горнодобывающей промышленности.

В горнодобывающей промышленности маркшейдерская служба является ведущей научно-технической службой и службой ведомственного контроля. Она должна быть самостоятельным структурным подразделением и не входить в состав других служб и подразделений. Главные маркшейдеры (начальники отделов) подчиняются непосредственно первому техническому руководителю соответствующей организации или горного предприятия.

Структура маркшейдерской службы обычно соответствует организационной структуре соответствующей отрасли. Так, в угольной промышленности маркшейдерская служба организована по схеме: маркшейдерский отдел шахты (карьера) — маркшейдерский отдел производственного объединения по добыче угля — управление главного маркшейдера союзного министерства. На Украине добавляется промежуточная ступень — управление главного маркшейдера Минуглепрома УССР. Начальник управления главного маркшейдера подчинен непосредственно первому заместителю министра.

В тех случаях, когда министерство объединяет несколько отраслей горной промышленности, управляемых через союзные или союзно-республиканские управления (объединения), маркшейдерская служба организуется при управлениях и в центральном аппарате министерства или только при управлениях. Так, в Министерстве цветной металлургии СССР маркшейдерская служба центрального аппарата создана в управлении геолого-маркшейдерских работ и, кроме того, маркшейдеры имеются в ряде других управлений.

Основными функциями маркшейдерских отделов министерств являются: общее методическое руководство маркшейдерской

службой во всех подведомственных организациях; подбор и расстановка маркшейдерских кадров; согласование проектов комплексного и рационального использования недр; обеспечение маркшейдерской службы отрасли нормативными и методическими документами, а также новейшими приборами и инструментами; составление сводной маркшейдерской отчетности и т. д.

В организациях, в ведении которых находятся горные предприятия (объединениях, комбинатах, трестах), маркшейдерские отделы возглавляются начальниками отделов или главными маркшейдерами. Основными задачами маркшейдерских служб названных организаций являются: а) техническое и методическое руководство маркшейдерской службой горных предприятий и контроль за ее работой; б) участие в рассмотрении и согласовании проектов, календарных планов развития горных работ и мер охраны объектов от вредного влияния горных разработок; в) составление отчетности; г) решение различных вопросов маркшейдерского профиля в подведомственных, вышестоящих и посторонних организациях.

В целях повышения инженерного уровня маркшейдерской службы, улучшения качества работ и лучшего использования современной высокопроизводительной маркшейдерской техники в объединениях по добыче угля созданы бюро специализированных маркшейдерских работ. В зависимости от фактических объемов работ на подведомственных предприятиях в бюро могут быть централизованы: а) создание, развитие и реконструкция опорных сетей на поверхности; б) съемка промышленных площадок и рекультивируемых участков поверхности; в) проверка подъемных комплексов; г) наблюдения за сдвижением массива горных пород, земной поверхности и выбор рациональных мер защиты объектов на поверхности; д) наблюдения за деформациями бортов разрезов и разработка мер по их устойчивости; е) обработка воздушных и наземных фотограмметрических съемок; ж) вычислительные, множительные и графические маркшейдерские работы.

Основной первичной единицей маркшейдерской службы является маркшейдерский отдел горного предприятия. Штат отдела состоит из главного (старшего) маркшейдера, участковых маркшейдеров, техников-картографов (чертежников) и рабочих (горнорабочих). На крупных предприятиях введена должность заместителя главного маркшейдера.

Главный маркшейдер горного предприятия занимается а) организацией работы сотрудников отдела, обеспечивая своевременное выполнение всех видов работ и отчетности; б) контроль за рациональной безопасной разработкой месторождения и составлением планов развития горных работ; в) разработкой мер охраны объектов от вредного влияния горных разработок и мероприятий по безопасному ведению горных работ в опасных зонах; г) контролем за соблюдением утвержденных проектов и планов

развития горных работ; д) решением производственных вопросов маркшейдерского профиля внутри предприятия и в других организациях.

Главный маркшейдер горного предприятия несет ответственность за состояние маркшейдерской службы и имеет право: а) приостанавливать горные и строительно-монтажные работы, выполняемые с нарушением технических проектов и календарных планов, правил безопасности и мероприятий по охране объектов от вредного влияния горных разработок, а также горные работы, которые приводят к повышению потерь; б) давать предписания участковому надзору в вопросах ведения горных работ в соответствии с проектами, планами и мероприятиями по безопасности; в) представлять предприятие в других организациях по вопросам, входящим в его компетенцию.

Заместитель главного маркшейдера горного предприятия осуществляет оперативное руководство работой сотрудников отдела и оказывает помощь главному маркшейдеру в решении приведенных выше вопросов; лично выполняет ряд ответственных работ и подготавливает отчетность; несет ответственность за состояние маркшейдерской службы и имеет права, перечисленные ранее для главного маркшейдера.

Участковый маркшейдер отвечает за состояние маркшейдерских работ на вверенном ему участке горного предприятия и выполняет следующие виды работ: а) съемки с полной камеральной обработкой их, включая построение и пополнение графической документации; б) вынос в натуру геометрических элементов разработок и сооружений; в) замер и учет объемов выполненных горных работ; г) общешахтные маркшейдерские работы, выполнение которых поручено главным маркшейдером или его заместителем. Он контролирует ведение горных работ в соответствии с утвержденными проектами, календарными планами и мероприятиями, письменно уведомляет руководство участка и предприятия о приближении горных работ к опасным зонам (целикам).

Участковый маркшейдер имеет право давать предписание участковому надзору по вопросам устранения нарушений технических проектов и паспортов, а также останавливать горные работы (с последующим уведомлением руководства предприятия и участка) при грубых нарушениях правил безопасности.

Функции и обязанности техника-картографа, чертежника и рабочих маркшейдерского отдела определяются главным маркшейдером предприятия и его заместителем. Общее содержание их работы отображают наименования профессий.

Работа маркшейдера в любом структурном подразделении связана с решением различных вопросов технического и правового характера. При решении их руководствуются действующими нормативными документами. Перечень основных нормативных документов, используемых маркшейдерской службой, приведен в Справочнике по маркшейдерскому делу (М., Недра, 1979).

Большую помощь маркшейдерской службе в совершенствовании методов работ и в разработке новых приборов оказывают специализированные институты ВНИМИ и ВИОГЕМ, а также Харьковский завод маркшейдерских инструментов.

Контроль за выполнением маркшейдерских и топо-геодезических работ осуществляют органы госгортехнадзора и государственного геодезического надзора.

Всесоюзный научно-исследовательский институт горной геомеханики и маркшейдерского дела (ВНИМИ) относится к научно-исследовательским организациям Министерства угольной промышленности СССР. Он является научным центром в области маркшейдерского дела для всех отраслей горнодобывающей промышленности. Исследования ведутся по следующим основным направлениям:

1) разработка и совершенствование методов маркшейдерских работ;

2) конструирование, изготовление и исследование опытных образцов маркшейдерских приборов, инструментов и оборудования;

3) автоматизация полевых, вычислительных и графических работ, а также разработка программ для решения маркшейдерских задач на ЭВМ;

4) исследование процессов сдвижения горных пород и разработка мер охраны наземных объектов и горных выработок от вредного влияния горных разработок.

Институт расположен в Ленинграде, а его филиалы и опорные пункты — во всех основных горнодобывающих районах страны.

Всесоюзный научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт по осушению месторождений полезных ископаемых, специальным горным работам, рудничной геологии и маркшейдерскому делу (ВИОГЕМ) относится к научно-исследовательским организациям Министерства черной металлургии СССР. Расположен в Белгороде. В части маркшейдерского профиля институт занимается (применительно к рудной промышленности) следующими вопросами: разработкой и исследованиями методики маркшейдерских работ; совершенствованием методов аэрофотосъемки; исследованием устойчивости бортов карьеров; разработкой и исследованием новых приборов и инструментов.

Харьковский завод маркшейдерских инструментов (ХЗМИ). Завод занимается: 1) серийным выпуском маркшейдерских приборов, инструментов оборудования (теодолиты, станции СИ и др.); 2) доработкой новых конструкций инструментов; 3) ремонтом маркшейдерских инструментов.

Государственный комитет по надзору за безопасным ведением работ в промышленности и горному надзору при Совете Министров СССР (Госгортехнадзор СССР) осуществляет контроль за правильным, безопасным ведением горных работ и за рациональным использованием недр. Эти функции Госгортехнадзор

СССР осуществляет через госгортехнадзоры при советах министров союзных республик, управления горных округов и районные горнотехнические инспекции (РГТИ). Деление на горные округа имеет место на территории РСФСР, УССР и КазССР. На остальной территории страны функции управлений округов возложены на госгортехнадзоры союзных республик.

В центральных аппаратах госгортехнадзора и управлениях округов имеются маркшейдерские отделы, а в районных инспекциях — инспектор-маркшейдер (инспектор по охране недр). В ряде областей Украины вместо маркшейдерских отделов созданы областные инспекции по охране недр при управлениях горных округов.

В части маркшейдерской службы органы госгортехнадзора контролируют:

1) правильность эксплуатации месторождений с точки зрения безопасного ведения горных работ в опасных зонах, полноты выемки запасов, соответствия утвержденным проектам и календарным планам;

2) правильность выполнения маркшейдерских и топографических работ, а также наличие и качество документации;

3) выполнение утвержденных мер охраны наземных и подземных объектов от вредного влияния горных работ и соответствие их требованиям нормативных документов.

Государственный геодезический надзор (госгеонадзор). Государственный надзор за выполнением геодезических, топографических, картографических и аэрофотосъемочных работ осуществляется Главным управлением геодезии и картографии (ГУГК) при Совете Министров СССР через территориальные инспекции государственного геодезического надзора, расположенные во всех основных районах страны.

Госгеонадзор осуществляет следующие основные функции:

а) выдает ведомственным организациям разрешения на производство топогеодезических работ;

б) осуществляет контроль за выполнением и качеством работ, а также государственную приемку топогеодезических работ, выполненных ведомственными организациями;

в) выдает организациям и предприятиям исходные геодезические данные (координаты) и сведения о геодезической изученности районов.

§ 229. ОРГАНИЗАЦИЯ МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ

По значению, трудоемкости и характеру выполнения маркшейдерские работы можно разделить на два вида — основные и текущие. К первому относятся базовые крупные работы разового или периодического характера: создание или реконструкция опорной сети на поверхности, соединительные съемки, по-

строение или реконструкция подземной опорной сети, фотограмметрические съемки карьера, крупные разбивочные работы, наблюдения за сдвигами и деформациями земной поверхности и т. д. Ко второму виду относятся небольшие работы систематического характера: дополнительные съемки, задание направлений, измерения и учет добычи, вычерчивание небольших графиков и т. д.

Большинство работ на горном предприятии выполняется сотрудниками маркшейдерского отдела. Лишь крупные основные работы могут выполняться подрядной организацией (Союзмаркштрестом) или с помощью бюро специализированных маркшейдерских работ объединения.

На горном предприятии выполнение маркшейдерских работ распределено среди исполнителей в основном по территориальному признаку. За каждым участковым маркшейдером закреплены определенные выработки. Такая организация работ позволяет участковому маркшейдеру хорошо изучить участок, знать состояние и расположение пунктов, оперативно обслуживать горные работы с учетом особенностей каждого забоя. Общешахтные систематические работы поручаются, как правило, отдельному маркшейдеру. Крупные работы разового характера осуществляются под руководством главного маркшейдера или его заместителя с привлечением необходимого числа сотрудников отдела.

Значительное место в общем балансе времени маркшейдера занимает текущая отчетность. Конкретный вид отчетности зависит от отрасли горнодобывающей промышленности. В общем случае в формах, представляемых в вышестоящие организации, отображаются: результаты маркшейдерских замеров горных выработок (подвигание забоя, линия забоев, площадь выемки, добыча и т. п.); протяженность и состояние горных выработок; сведения о выбытии и вводе новых забоев и т. д. Кроме того, ежемесячно пополняется графическая документация (планы горных работ). В подготовке отчетности участвуют все сотрудники отдела. Обобщение отчетности производит главный маркшейдер или его заместитель.

Маркшейдерские работы отличаются разнообразием измерений и большими затратами времени на подготовительно-заключительные операции, переходы, простои. Рациональная организация их предусматривает применение эффективных методов, приемов, инструментов и оборудования с целью повышения производительности и безопасности труда, а также обеспечения нормальных условий и требуемой точности.

Для повышения эффективности полевых работ необходимо: планировать работы и производить хорошую подготовку к выполнению их; совмещать в один рабочий день несколько видов небольших маркшейдерских работ в одном или близко расположенных забоях; применять прогрессивные методы работ; подбирать оптимальный количественный состав бригады.

Для маркшейдерских работ характерен большой объем камеральной обработки. На горных предприятиях вычисления и составление первичной документации производятся участковыми маркшейдерами, а снятие копий и размножение чертежей — чертежниками и техниками-картографами. Повысить эффективность камеральных работ можно путем широкого внедрения современных средств вычислительной техники, прозрачных материалов для составления графических документов и средств малой механизации при чертежных работах и размножении документов.

Особенностью маркшейдерской службы является также работа с многочисленными графическими и вычислительными материалами. Независимо от степени секретности маркшейдерская документация (графическая, вычислительная и полевая) имеет большое значение для рациональной разработки месторождений и безопасного ведения горных работ. Утрата ее во многих случаях невозможна. Она подлежит строгому учету и хранению. Ответственность за обеспечение надлежащего хранения документации несет руководитель предприятия.

При консервации и ликвидации горного предприятия основная маркшейдерская документация пополняется, систематизируется и в установленном порядке передается по акту в вышестоящую организацию для дальнейшего (бессрочного) хранения. Материалы, не подлежащие передаче для хранения, уничтожаются по акту комиссией с участием маркшейдера вышестоящей организации.

Существенную роль в улучшении маркшейдерского обслуживания призваны сыграть автоматизированные системы управления производством (АСУП), оперативно контролирующие и управляющие многими производственными процессами горного предприятия (учет рабочего времени трудящихся, контроль за подготовкой новых участков, учет работы механизмов, учет обеспеченности предприятия подготовленными запасами и т. п.). АСУП включает в себя: а) сбор текущей информации о работе предприятия; б) анализ и обработку информации на ЭВМ; в) выдачу управляющих команд отдельным участкам производства, а также выдачу руководству данных о текущем состоянии производства для сведения и принятия мер. Маркшейдерская служба подготавливает для АСУП исходную информацию о проведении горных выработок, о подвигании линии очистных забоев, о вводе и выбытии новых забоев (участков,) о состоянии выработок и т. д. Эта информация обрабатывается на ЭВМ совместно с информацией, поступающей от других подразделений, и участвует в оперативном анализе и управлении производством на горном предприятии. В части чисто маркшейдерского профиля через АСУП производится вычисление координат теодолитных ходов, уравнение сетей, расчет ожидаемых деформаций земной поверхности и др. Для решения задачи маркшейдер подготавливает по уста-

новленным формам исходную информацию и сдает ее в АСУП предприятия, где она перфорируется и передается (по телегайпу) на вычислительный центр. Результаты решения по тому же каналу возвращаются в АСУП предприятия и поступают в маркшейдерский отдел.

В дальнейшем круг маркшейдерских задач, решаемых через АСУП, будет расширяться.

На ЭВМ будет возложена функция не только переработки маркшейдерских данных, но и хранение их.

§ 230. ПЛАНИРОВАНИЕ МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ И РАСЧЕТ ШТАТА МАРКШЕЙДЕРСКОГО ОТДЕЛА ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

Планирование маркшейдерских работ направлено на рациональное использование сотрудников маркшейдерского отдела и эффективное обслуживание горного производства.

Маркшейдерские работы весьма разнообразны по применяемому оборудованию, продолжительности отдельных видов, трудоемкости. Они должны выполняться в определенной последовательности и в тесной увязке во времени с развитием горных работ. Своевременное и качественное обслуживание горного производства с равномерной загрузкой маркшейдеров может быть достигнуто лишь при перспективном и текущем планировании маркшейдерских работ. К сожалению, этим вопросам уделяется мало внимания и до настоящего времени нет единой методики планирования маркшейдерских работ на горных предприятиях.

Планирование маркшейдерских работ следует вести в сроки составления планов горного производства. Перспективное планирование маркшейдерских работ выполняется по пятилеткам, текущее — по годам и кварталам (месяцам).

Необходимые для перспективного или текущего планирования объемы и сроки маркшейдерских работ определяются с учетом фактического состояния плано-высотной основы и документации; перспективных и текущих планов горного производства; условий и опыта ведения маркшейдерских работ на конкретном предприятии; требований нормативных документов (инструкций) по маркшейдерской службе.

Составление планов маркшейдерских работ рекомендуется вести по четырем видам работ:

1) топо-геодезические и маркшейдерские работы, выполняемые по договорам специализированными организациями (Союз-маркштрестом);

2) основные маркшейдерские работы, выполняемые бюро специализированных маркшейдерских работ объединения;

3) основные маркшейдерские работы, выполняемые службой горного предприятия;

4) текущие маркшейдерские работы.

В перспективных планах основное внимание уделяется работам первого вида, так как они выполняются через значительные промежутки времени. В плане необходимо отражать конкретный перечень работ, объемы, сроки выполнения, а также стоимость. Работы второго, третьего и четвертого видов отражаются в укрупненных показателях с указанием по годам видов и объемов работ.

В годовых планах подробно расшифровываются работы второго и третьего видов (конкретный перечень, объем, сроки выполнения) и в укрупненных показателях — работы четвертого вида. Что касается работ первого вида, то планирование их на этой стадии сводится к составлению и передаче в объединение (трест, комбинат) плана-заявки.

На основании полученных с горных предприятий заявок вышестоящая организация составляет общий план подрядных маркшейдерских работ и заключает договор на выполнение их специализированной организацией (Союзмаркштрестом).

В квартальных (месячных) планах отражаются конкретный перечень работ маркшейдерского отдела, сроки выполнения и исполнители.

Расчет штата маркшейдерского отдела горного предприятия целесообразно начинать с определения штата участков маркшейдеров, по числу которых рассчитывается в дальнейшем штат остальных сотрудников.

Необходимое число участков маркшейдеров зависит, очевидно, от планируемого среднемесячного объема основных и текущих маркшейдерских работ, установленных норм времени на различные виды работ и месячного бюджета времени участкового маркшейдера.

В общем случае число участков маркшейдеров N может быть определено из выражений:

$$N = N_1 + N_2; \quad (\text{XXXII.1})$$

$$N_1 = \frac{T_1 n_1 + T_2 n_2 + \dots + T_m n_m}{T - t}; \quad (\text{XXXII.2})$$

$$N_2 = \frac{\sum T_{\text{II}}}{P(T - t)} + \frac{\sum T_{\text{K}}}{PT}, \quad (\text{XXXII.3})$$

где N_1 , N_2 — число участков маркшейдеров по объему текущих и основных маркшейдерских работ; T_1 , T_2 , ..., T_{K} — средняя месячная норма времени для текущего обслуживания одного забоя в соответствующей однотипной группе выработок (очист-

ной, подготовительной и т. п.); m — число групп забоев с однотипным характером маркшейдерских работ; n_1, n_2, \dots, n_m — среднее действующее число забоев в соответствующих группах однотипных выработок на планируемый период (очистные, подготовительные, нарезные); T — месячный бюджет рабочего времени одного участкового маркшейдера; $\sum T_{\text{п}}, \sum T_{\text{к}}$ — суммарные затраты времени всех участковых маркшейдеров в планируемом периоде соответственно на полевые и камеральные основные маркшейдерские работы, включая общешахтные; P — продолжительность планируемого периода; t — суммарное время, затрачиваемое одним участковым маркшейдером в течение месяца на подготовительно-заключительные операции.

Для определения параметров T_1, T_2, T_m все планируемые забои делят на группы с однотипным характером маркшейдерских работ. Например: очистные забои, основные подготовительные забои, прочие подготовительные забои; для открытых разработок — забои по вскрыше без применения буровзрывных работ, забои по вскрыше с применением буровзрывных работ, забои по полезному ископаемому, отвалы. Затем для каждой группы определяют средние параметры (линия забоя, подвигание, число скважин и т. п.) и средний месячный объем (по видам) текущих работ в одном забое. После этого, пользуясь нормировочником, находят среднюю месячную норму времени T_i на текущее обслуживание одного забоя каждой группы и суммарные затраты времени $\sum T_{\text{п}}, \sum T_{\text{к}}$ участковых маркшейдеров на все виды основных работ в планируемом периоде.

Показатели n_1, n_2, \dots, n_m берут из календарных планов горных работ.

Затраты времени состоят из времени на подготовительно-заключительные операции и переходы. По исследованиям Н. И. Стенина первый вид затрат составляет 1,5 ч на рабочий полевой день при подземной разработке и 1 ч — при открытой разработке. Второй вид затрат определяется по среднему расстоянию до обслуживаемых забоев.

Расчет штата участковых маркшейдеров по формулам (XXXII.1)—(XXXII.3) требует весьма тщательного определения всех затрат времени, включая неизбежные простои и повторные съемки. Затрудняется он также отсутствием норм на некоторые виды работ.

Более простым методом является нормативный метод расчета штата участковых маркшейдеров. Сущность его заключается в том, что число маркшейдеров определяется по нормам, установленным специальными исследованиями, в зависимости от производственных и горно-геологических условий предприятия.

Технической инструкцией нормы участковых маркшейдеров установлены только для угольной и сланцевой промышленности. В ней все шахты в зависимости от мощности угольных пластов,

угла падения и сложности геологического строения разделены на четыре группы. Нормативный штат участковых маркшейдеров задан таблично для каждой группы в отдельности в зависимости от следующих факторов: производственной мощности предприятия; среднедействующей линии очистных забоев или их числа; среднегодового объема проведения подготовительных выработок; протяженности поддерживаемых выработок.

Число остальных сотрудников маркшейдерского отдела следует определять по числу участковых маркшейдеров с учетом оптимальной организации полевых и камеральных работ. Технической инструкцией штаты остальных сотрудников заданы также таблично по числу участковых маркшейдеров.

Аналогичным методом с использованием технической инструкции рассчитываются штаты маркшейдерской службы угольных карьеров.

В заключение планирования маркшейдерских работ производится экономическая оценка затрат на маркшейдерское обслуживание горного предприятия.

Стоимость маркшейдерского обслуживания на 1 т добычи полезного ископаемого определяется по элементам: заработная плата C_1 ; амортизационные отчисления C_2 ; приобретение малоценных принадлежностей и материалов C_3 . По каждому из названных элементов стоимость на 1 т добычи вычисляется по формуле

$$C_i = \frac{K_i}{D_i}, \quad (\text{XXXII.4})$$

где K_i , D_i — планируемые затраты по рассматриваемому элементу за год и добыча полезного ископаемого за этот период.

Планируемые затраты по элементу «Зарплата» слагаются из прямой заработной платы всех сотрудников маркшейдерской службы предприятия, премий (20—35%) и начислений на заработную плату (9,15% от прямой заработной платы и премий).

Годовые затраты по амортизации берутся в размере 17,4% и 13,5% от стоимости оборудования, приборов и инструментов, используемых соответственно в подземных условиях и на земной поверхности. Оборудование, приборы и инструменты стоимостью менее 50 руб. относятся к малоценным, и амортизация на них не начисляется.

Затраты на малоценные принадлежности и материалы определяются по фактическим затратам за прошлые годы или на аналогичных предприятиях.

Общая стоимость маркшейдерского обслуживания на 1 т добычи полезного ископаемого вычисляется по формуле

$$C = C_1 + C_2 + C_3. \quad (\text{XXXII.5})$$

§ 231. ОФОРМЛЕНИЕ ЗЕМЕЛЬНЫХ,
ГОРНЫХ ОТВОДОВ И ЗАСТРОЙКИ ПЛОЩАДЕЙ
ЗАЛЕГАНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Маркшейдеры горных предприятий являются основными исполнителями при планировании горных работ. Они готовят исходную документацию с изображением границ, контуров, формы залежи, условий залегания полезного ископаемого, горно-геологических особенностей. Пользуясь планами и разрезами, а также заданными к планированию показателями (добыча, качество и т. п.), намечают совместно с руководством предприятия календарные планы развития горных работ.

Планирование горных работ и разработка месторождений должны вестись с соблюдением существующего законодательства и действующих нормативных документов. Многие из них знакомы студенту из предыдущих разделов курса и других дисциплин. Здесь дополнительно познакомимся еще с тремя правовыми документами.

Земельным отводом называется участок земной поверхности, выделенный предприятию (организации) для своих нужд. Для горных предприятий земельные отводы выдаются под здания, сооружения, коммуникации, отвалы, жилые поселки. При открытой разработке в земельный отвод включается также территория карьера.

Строительство горных предприятий и эксплуатация месторождений разрешаются лишь при наличии оформленного земельного и горного отводов. Под промышленное строительство должны выбираться прежде всего не пригодные или мало продуктивные для сельского хозяйства земли. Земельные отводы площадью до 5 га на участках несельскохозяйственного назначения выдаются под новое строительство областными Советами народных депутатов, во всех остальных случаях — Советами Министров союзных республик. Оформление отводов для горных предприятий осуществляется заказчиком (объединением, комбинатом) с привлечением проектных организаций на стадии составления проектного задания и предварительной проработки генплана поверхности. Заявка на испрашиваемые земли (с обоснованием участка) подается в областной Совет народных депутатов. Окончательный выбор участка под строительство производится комиссией, создаваемой советскими органами с участием всех землепользователей и заинтересованных сторон. Затем (при положительном рассмотрении материалов облисполкомом) составляется проект земельного отвода.

Проект земельного отвода изготавливается заказчиком (с привлечением института Земпроект) и должен содержать следующие материалы:

1) ситуационный план района расположения строительства в масштабе 1 : 25 000—1 : 50 000;

2) сводный план отвода земли в масштабе 1 : 5000 — 1 : 10 000 с указанием границ землепользователей, отводимых участков, предварительного горного отвода;

3) генплан поверхности проектируемого предприятия;

4) пояснительную записку с характеристикой проектируемого предприятия и обоснованием выбора площадки;

5) правовые документы, разрешающие строительство горного предприятия.

Проект земельного отвода рассматривается областным Советом народных депутатов, решение которого с указанием условий отвода (возмещение убытков, рекультивация и т. п.) направляется в Совет Министров союзной республики.

Вынос в натуру земельного отвода осуществляется институтом «Землепроект» после положительного решения Совета Министров республики. Заказчику выдается акт отвода, план земельного отвода и акт на право пользования землей.

В таком же порядке оформляют изменения земельных отводов при реконструкции горных предприятий.

Горным отводом называется часть земных недр, предоставляемая организации или предприятию для промышленной разработки содержащихся в ней полезных ископаемых. Предоставление горного отвода производится управлением горного округа госгортехнадзора по проекту организации, которая намерена вести разработку полезного ископаемого (объединения, комбината, треста).

Проект горного отвода должен содержать следующие материалы:

а) пояснительную записку, в которой даются обоснование горного отвода, геологическая характеристика месторождения и данные по застройке поверхности;

б) топографический план с указанием запрашиваемого и соседних горных отводов;

в) геологическую карту и разрезы с границами горного отвода;

г) выписку из протокола ГКЗ и справку вышестоящей организации о необходимости получения горного отвода.

Оформление горного отвода должно быть закончено до начала строительства или реконструкции горного предприятия в месячный срок после утверждения технической проектной документации.

Застройка площадей залегания полезных ископаемых допускается только в особо необходимых случаях и при условии:

1) наличия возможности полного извлечения запасов под объектами строительства или с консервацией минимального количества низкокачественных запасов в предохранительных целиках;

2) применения конструктивных мероприятий и других мер охраны в соответствии с техническими условиями по строительству на подрабатываемых территориях;

3) размещения объектов строительства в соответствии с проектом и планами разработки месторождения, а также на площадках, под которыми произведена выемка полезных ископаемых и закончился процесс опасных деформаций земной поверхности.

Разрешение на застройку площадей залегания полезных ископаемых объектами, технические проекты которых подлежат утверждению Советом Министров СССР или союзной республики, а также объектами большой протяженности, пересекающими территорию двух союзных республик или двух горных округов, выдаются соответственно Госгортехнадзором СССР или госгортехнадзором союзной республики; во всех остальных случаях — управлениями горных округов госгортехнадзора.

Для получения разрешения на застройку площадки заинтересованная организация представляет в органы госгортехнадзора горно-геологическое обоснование, состоящее из следующих материалов:

1) выкопировки с топографического плана с указанием контура, координат угловых точек площадки, а также горно-геологической ситуации;

2) выкопировки с геологической карты и копии разрезов;

3) пояснительной записки с характеристикой объекта, горно-геологических условий и мер охраны от вредного влияния горных разработок;

4) заключения организации, заинтересованной в эксплуатации месторождения.

Разрешение на застройку оформляется разрешительной надписью органа госгортехнадзора на выкопировке с топографического плана. Там же или отдельным предписанием указываются условия, на которых разрешена застройка.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

За последние годы в технологии добычи полезных ископаемых произошли существенные изменения. Значительно увеличилась глубина разработки, увеличилась производительность шахт и карьеров, возросла протяженность горных выработок. В таких условиях необходимы новые, более совершенные и высокопроизводительные способы маркшейдерской съемки шахт и карьеров. Совершенствование имеющихся и разработка новых способов маркшейдерской съемки должны осуществляться на основе внедрения достижений современной науки и техники. Прежде всего должны быть научно обоснованы оптимальные нормы точности на выполнение всех маркшейдерских работ. До настоящего времени этот вопрос мало изучен. С целью обоснования этих положений

должен быть обобщен накопленный опыт и выполнены научно-исследовательские работы.

Для обеспечения установленных норм точности необходимо создать соответствующие угломерные приборы и инструменты для измерения расстояний. В настоящее время разработан ряд угломерных приборов различной точности: оптические теодолиты Т5К, Т15М, Т30М, Theo020А, Theo080, Те-Е6, угломеры УТ-8, Д-1М и др. Для измерения расстояний в горных выработках ВНИМИ создан маркшейдерский светодальномер МСД-1М во взрывобезопасном исполнении. Однако эти приборы не решают полностью задачи автоматизации подземных маркшейдерских съемок. Внедрение автоматики в производство маркшейдерских съемок следует считать первоочередной задачей. Для ее решения должны быть проведены исследовательские работы, основными из которых являются:

1. Дальнейшая разработка и внедрение в практику маркшейдерских съемок приборов для измерения расстояний, основанных на принципах свето- и радиолокации.

2. Автоматизация угловых и линейных измерений путем создания угломерно-дальномерных приборов, имеющих специальные приспособления для фиксации результатов измерений, пригодных для введения в ЭВМ.

3. Усовершенствование существующих и разработка новых автоматов для определения профиля откаточных путей.

4. Усовершенствование существующих и разработка новых автоматических приборов для профилирования проводников и стенок вертикальных стволов шахт.

5. Дальнейшее усовершенствование и разработка новой аппаратуры для съемки выработанного пространства при безлюдной выемке полезных ископаемых.

6. Создание оптических отвесов с помощью лучей лазера.

7. Дальнейшее усовершенствование автоматизации маркшейдерских вычислений с помощью электронных вычислительных машин.

Создание в Советском Союзе первых в мире маркшейдерских взрывобезопасных гирокомпасов МВТ2 и МВТ4 позволило коренным образом улучшить методику ориентирования подземных съемок и повысить точность определения планового положения пунктов опорных полигонометрических сетей. Дальнейшее совершенствование методики подземных съемок должно производиться на базе применения гиросуссоли МВБЗ, созданной во ВНИМИ. Одним из главных направлений совершенствования съемки открытых горных разработок является широкое внедрение в практику маркшейдерского дела наземной и воздушной стереосъемки.

Необходимо дальнейшее выполнение научных исследований с целью совершенствования методов подсчета объемов вынутой при открытых горных разработках горной массы с использованием материалов аэрофотосъемки и ЭВМ. В связи с этим необ-

ходимо совершенствование аппаратуры и методики выполнения стереосъемки карьеров.

Повышение уровня и качества маркшейдерской службы горных предприятий невозможно без научного обоснования планирования, нормирования и современной организации маркшейдерских работ. В связи с этим необходимо изучение и определение основных рекомендаций по планированию маркшейдерской службы горных предприятий; установлению технически обоснованных норм на маркшейдерские работы; организации маркшейдерских работ и созданию типового проекта маркшейдерского отдела шахты, его оборудования и инструментария. Значительного совершенствования требует технология составления и размножения маркшейдерских планов и чертежей.

Хотя изучение сдвижения горных пород и земной поверхности под влиянием горных разработок ведется в нашей стране много лет и в широком масштабе и достигнуты значительные успехи в этом направлении, в данной области имеется ряд задач, требующих быстрее разрешения, основными из которых являются:

1. Совершенствование инструментов и методики для наблюдений за сдвижением земной поверхности и подрабатываемыми объектами.

2. Разработка и совершенствование методов расчета деформаций земной поверхности для различных горно-геологических условий.

3. Определение предельно опасных деформаций и способов расчета их для различных объектов охраны (железных дорог, трубопроводов, зданий, технологического оборудования промышленных предприятий и др.).

4. Выявление условий безопасной выемки полезных ископаемых под затопленными горными выработками и водоемами.

5. Уточнение существующих правил охраны сооружений на основе последних достижений исследований процесса сдвижения.

6. Создание новых и совершенствование существующих методов лабораторных исследований процесса сдвижения толщи горных пород.

7. Исследование условий и характера развития процесса сдвижения толщи горных пород при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом, гидромеханизацией и выщелачиванием.

Успешное решение перечисленных выше задач может быть осуществлено лишь при проведении комплексных научно-исследовательских работ и обобщении опыта маркшейдеров-производственников. Большое значение при этом имеет уровень подготовки кадров инженеров-маркшейдеров, которые должны получить глубокие знания в области теории маркшейдерского дела и в смежных научных дисциплинах, а также соответствующие практические навыки в работе.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- Ворковастов К. С.* Практика маркшейдерских работ при дражной разработке полезных ископаемых. М., Недра, 1972.
- Воронков Н. Н., Ашимов Н. М.* Гирскопическое ориентирование. М., Недра, 1973.
- Звуколокационная съемка горных выработок/Д. А. Казаковский, А. А. Гурич, Г. А. Кротов и др. М., Недра, 1973.*
- Инструкция по расчету устойчивости бортов разрезов при их ликвидации и обеспечению сохранности прилегающих к разрезам территорий. Л., ВНИМИ, 1977.*
- Казикаев Д. М., Анцибор В. Я.* Маркшейдерская съемка пустот на рудниках. М., Недра, 1977.
- Лавров А. В.* Исследования и методика работы с маркшейдерской гиробусолью МВБЗ. Л., ВНИМИ, 1977.
- Лавров В. Н., Фролова Т. П.* Гирокомпас для непосредственного определения гирскопического азимута. Л., ВНИМИ, 1973, с. 132—135.
- Мазмишвили А. И.* Теория ошибок и метод наименьших квадратов. М., Недра, 1978.
- Маркшейдерские работы на карьерах и приисках/М. А. Перегудов, И. И. Пачев, В. И. Борщ-Компониц и др. М., Недра, 1980.*
- Маркшейдерское дело/Д. А. Казаковский, А. Н. Белоликов, Г. А. Кротов и др. М., Недра, 1971.*
- Николаенко В. Г., Соловьев В. Н.* Маркшейдерские работы при сооружении вертикальных шахтных стволов. М., Недра, 1977.
- Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях. Л., ВНИМИ, 1974.*
- Оглоблин Д. Н., Музыкантов В. К.* Гирокомпасы в маркшейдерском деле. Киев. Техника, 1970.
- Справочник по маркшейдерскому делу. Под ред. А. Н. Омельченко. М., Недра, 1979.*
- Стенин Н. И.* Организация маркшейдерских работ на горных предприятиях. М., Недра, 1974.
- Техническая инструкция по производству маркшейдерских работ. Л., Недра, 1971.*
- Фисенко Г. Л., Ревазов М. А., Галустьян Э. Л.* Укрепление откосов в карьерах. М., Недра, 1974.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3
Введение	5
§ 1. Предмет курса «Маркшейдерское дело». Содержание и задачи маркшейдерского дела	5
§ 2. Взаимосвязь курса с другими дисциплинами	7
§ 3. Общие сведения из истории развития маркшейдерского дела	7

РАЗДЕЛ I

МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ ПОДЗЕМНЫХ РАЗРАБОТКАХ

§ 4. Общие сведения о маркшейдерских съемках	13
✓ § 5. Основные принципы выполнения подземных съемок	15
§ 6. Система координат маркшейдерских планов	16
Глава I. Подземные горизонтальные теодолитные съемки	19
§ 7. Общие сведения о подземной теодолитной съемке	19
§ 8. Закрепление и нумерация пунктов теодолитных ходов	22
§ 9. Горные теодолиты	23
§ 10. Требования к теодолитам	31
§ 11. Центрирование теодолитов и сигналов	32
§ 12. Измерение горизонтального угла теодолитом с центральной трубой	39
§ 13. Измерение горизонтального угла теодолитом с внецентральной трубой	40
§ 14. Измерение вертикальных углов	41
§ 15. Измерение длины сторон подземных теодолитных ходов стальными рулетками	42
§ 16. Компарирование рулеток	46
§ 17. Измерение длины сторон подземных теодолитных ходов оптическими дальномерами двойного изображения	48
§ 18. Измерение длины сторон подземных теодолитных ходов маркшейдерскими светодальномерами	52
§ 19. Съемка контура горных выработок и ведение журнала подземной теодолитной съемки	54
§ 20. Вычисление координат пунктов подземных полигонометрических ходов	56
§ 21. Правила безопасности при проведении маркшейдерских съемок	59
Глава II. Ориентирно-соединительные съемки	61
§ 22. Общие сведения	61
§ 23. Ориентирно-соединительная съемка через один вертикальный ствол	63
§ 24. Проектирование точек с поверхности на горизонт горных работ с помощью отвесов	64
§ 25. Наблюдения за качаниями отвесов	66
§ 26. Примыкание к отвесам способом соединительного треугольника и его обработка	68
§ 27. Примыкание к отвесам соединительным четырехугольником	70
§ 28. Организация работ и меры безопасности при ориентирно-соединительной съемке через один вертикальный ствол	72
§ 29. Ориентирно-соединительная съемка через один вертикальный ствол с использованием гирокомпасов	74

§ 30. Ориентирно-соединительная съемка через два вертикальных ствола	75
Г л а в а III. Гироскопическое ориентирование	78
§ 31. Основные этапы совершенствования и применения гирокомпасов в маркшейдерском деле	78
§ 32. Свободный гироскоп и его основные свойства	81
§ 33. Маятниковый гироскоп	85
§ 34. Маркшейдерский взрывобезопасный торсионный гирокомпас МВТ2	93
§ 35. Производство наблюдений и обработка результатов ориентирования гирокомпасом МВТ2	100
§ 36. Другие модели маркшейдерских гирокомпасов	109
§ 37. Оценка точности гироскопического ориентирования	114
Г л а в а IV. Вертикальная съемка	117
§ 38. Общие сведения	117
§ 39. Передача высотной отметки длинной лентой	118
§ 40. Передача высотной отметки длиномером ДА-2	120
§ 41. Инструменты для геометрического нивелирования в шахте	124
§ 42. Геометрическое нивелирование в подземных горных выработках	128
§ 43. Тригонометрическое нивелирование в подземных горных выработках	132
§ 44. Профилографы шахтных рельсовых путей	133
Г л а в а V. Съемка нарезных и очистных горных выработок на угольной шахте	135
§ 45. Основные задачи маркшейдера при очистных работах	135
§ 46. Инструменты для съемки нарезных и очистных выработок	136
§ 47. Съемка лав	143
§ 48. Маркшейдерские работы при разработке мощных крутых пластов щитовой системой	148
§ 49. Съемка подвесными инструментами	153
§ 50. Замер подготовительных горных выработок	157
§ 51. Замер очистных горных выработок	158
Г л а в а VI. Съемка нарезных и очистных горных выработок на рудной шахте	159
§ 52. Задачи маркшейдера при отработке блока рудного месторождения	159
§ 53. Задание направления блоковым выработкам основного горизонта	160
§ 54. Ориентирование съемки	163
§ 55. Передача координаты Z на подэтажные выработки	170
§ 56. Маркшейдерские работы при проведении взрывных выработок и глубоких скважин	171
§ 57. Особенности маркшейдерских работ при различных системах разработки рудных месторождений	176
§ 58. Маркшейдерская съемка подземных камер и пустот	181
§ 59. Съемка подземных пустот с помощью звуколокационной аппаратуры	194
Г л а в а VII. Маркшейдерские работы при проведении горных выработок	196
§ 60. Общие сведения	196
§ 61. Задание направлений горизонтальным и наклонным горным выработкам	197

§ 62. Задание в натуре скважины по известным координатам ее устья	200
§ 63. Общие понятия о маркшейдерских работах при проведении горных выработок встречными забоями	200
Г л а в а VIII. Маркшейдерские чертежи	
§ 64. Общие сведения	202
§ 65. Маркшейдерская графическая документация угольной шахты	206
§ 66. Планы горных выработок	206
§ 67. Проекция горных выработок на вертикальную плоскость среднего простирания пласта	211
§ 68. Вертикальные разрезы вкрест простирания	213
§ 69. Чертежи околоствольных горных выработок	215
§ 70. Маркшейдерские чертежи угольной шахты, разрабатывающей мощные пласты угля	215
§ 71. Прочие маркшейдерские чертежи угольной шахты	217
§ 72. Маркшейдерская графическая документация рудной шахты	218
§ 73. Графическая документация очистных выработок рудной шахты	222
§ 74. Проекция горных выработок на вертикальную ломаную плоскость	223
§ 75. Наглядные маркшейдерские чертежи и модели	225
§ 76. Маркшейдерская графическая документация на прозрачной основе	227
§ 77. Средства механизации графических работ	228
§ 78. Размножение маркшейдерской графической документации	230

Р А З Д Е Л II
МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ
ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Г л а в а IX. Маркшейдерские съемки на карьерах	
§ 79. Общие сведения	234
§ 80. Опорная сеть маркшейдерской съемки на карьерах	235
§ 81. Съемочное обоснование карьеров	237
§ 82. Определение отметок пунктов съемочного обоснования	242
§ 83. Съемка подробностей на карьерах	244
§ 84. Маркшейдерская графическая документация на карьерах	246
§ 85. Маркшейдерские работы при строительстве и реконструкции карьеров	251
§ 86. Маркшейдерское обеспечение буровзрывных работ	253
§ 87. Маркшейдерские работы при экскавации горной массы	255
§ 88. Маркшейдерский учет объемов вскрыши и добычи	256
§ 89. Маркшейдерские работы при разработке месторождений транспортно-отвальных мостами	260
Г л а в а X. Маркшейдерские работы при дражной разработке россыпных месторождений	
§ 90. Подготовка документации дражного полигона	269
§ 91. Маркшейдерские работы, предшествующие разработке россыпей	270
§ 92. Маркшейдерские работы при строительстве и монтаже драги	273
§ 93. Съемка дражного разреза	276
§ 94. Измерение глубины черпания драги	283
§ 95. Автоматические способы измерения подводной части дражного разреза	284
§ 96. Графическая документация при дражной разработке россыпей	290
§ 97. Определение объемов горно-подготовительных и добычных работ	294
§ 98. Маркшейдерские работы при зимнем отстое драги	297

§ 99. Понятие о маркшейдерских работах при подводной добыче полезных ископаемых со дна морей и океанов	297
Г л а в а XI. Маркшейдерские работы при открытых гидравлических разработках россыпей	304
§ 100. Общие сведения	304
§ 101. Маркшейдерские работы в подготовительный период	305
§ 102. Маркшейдерское обеспечение эксплуатационных работ	308
§ 103. Особенности маркшейдерских работ при бульдозерно-скреперном и экскаваторном способах разработки россыпей	310

Р А З Д Е Л III
АНАЛИЗ ПОГРЕШНОСТЕЙ
ПОДЗЕМНЫХ МАРКШЕЙДЕРСКИХ СЪЕМОК

Г л а в а XII. Погрешности измерения горизонтальных и вертикальных углов подземных полигонометрических ходов	315
§ 104. Инструментальные погрешности горизонтальных углов, измеренных способами приемов и повторений	315
§ 105. Погрешность визирования	316
§ 106. Погрешность отсчета	318
§ 107. Сравнение способа приемов и повторений	318
§ 108. Погрешность измерения горизонтального угла, обусловленная неточностью центрирования теодолита и сигналов	319
§ 109. Погрешность измерения горизонтального угла, обусловленная наклоном оси вращения трубы теодолита	327
§ 110. Общая формула определения средней погрешности измерения вертикального угла	329
§ 111. Необходимая и достаточная точность измерения вертикальных углов сторон подземных полигонометрических ходов	330
Г л а в а XIII. Погрешности измерения длины сторон подземных полигонометрических ходов	332
§ 112. Источники погрешностей при измерении длины сторон стальными рулетками	332
§ 113. Закон накопления погрешностей при измерении длины сторон подземных полигонометрических ходов	339
§ 114. Определение коэффициентов общей формулы средней погрешности измерения длины	341
§ 115. Погрешности измерения длины сторон светодальномерами	345
Г л а в а XIV. Накопление погрешностей в подземных полигонометрических и нивелирных ходах	346
§ 116. Погрешности координат вершин и дирекционных углов сторон свободного полигонометрического хода	346
§ 117. Средняя погрешность положения точки К свободного полигонометрического хода	354
§ 118. Средние погрешности координат точки свободного полигонометрического хода, обусловленные погрешностью ориентирования его первой стороны	355
§ 119. Погрешность положения последней точки свободного вытянутого равностороннего полигонометрического хода	356
§ 120. Средние погрешности координат конечного пункта полигонометрического хода при предварительно уравненных углах	358
§ 121. Погрешность положения последней точки вытянутого равностороннего полигонометрического хода, проложенного между двумя сторонами с твердыми дирекционными углами	361
	699

§ 122. Средняя погрешность дирекционного угла любой стороны несвободного полигонометрического хода при предварительно уравненных углах	362
§ 123. Средние погрешности координат конечного пункта полигонометрического хода, имеющего твердый дирекционный угол промежуточной стороны	364
§ 124. Средние погрешности координат любой вершины полигонометрического хода, уравненного в углах и координатах	365
§ 125. Средние погрешности координат конечного пункта полигонометрического хода с измеренными дирекционными углами	366
§ 126. Средняя погрешность геометрического нивелирования	370
§ 127. Средняя погрешность тригонометрического нивелирования	372

Глава XV. Уравнивание подземных полигонометрических и нивелирных ходов 373

§ 128. Общие сведения об уравнивании полигонометрических и нивелирных ходов	373
§ 129. Упрощенный способ уравнивания отдельных полигонометрического и нивелирного ходов	374
§ 130. Уравнивание сети полигонометрических и нивелирных ходов по способу полигонов	377
§ 131. Уравнивание сети полигонометрических и нивелирных ходов способом узлов	384
§ 132. Уравнивание сети полигонометрических и нивелирных ходов по способу эквивалентной замены	388
§ 133. Производство маркшейдерских вычислений с помощью ЭВМ	391

РАЗДЕЛ IV

АНАЛИЗ ПОГРЕШНОСТЕЙ СОЕДИНИТЕЛЬНЫХ СЪЕМОК

Глава XVI. Погрешности проектирования в шахту точки и направления 396

§ 134. Общие сведения	396
§ 135. Общее выражение угловой погрешности проектирования	397

Глава XVII. Анализ погрешностей примыкания к отвесам при ориентировании через один вертикальный шахтный ствол 401

§ 136. Погрешность определения углов при отвесах, вычисленных по формуле синусов и наимыгоднейшая форма соединительного треугольника	401
§ 137. Контроль правильности измерений и вычислений элементов соединительного треугольника	402
§ 138. Влияние погрешностей центрирования теодолита в точке <i>C</i> на точность примыкания к отвесам	405
§ 139. Общая погрешность ориентирования	406
§ 140. Погрешность примыкания к отвесам соединительным четырехугольником	408
§ 141. Ступенчатое ориентирование через один вертикальный ствол	411

Глава XVIII. Анализ погрешностей ориентирования через два вертикальных шахтных ствола 413

§ 142. Общая погрешность ориентирования	413
§ 143. Погрешность определения дирекционного угла створа отвесов на поверхности	414
§ 144. Погрешность дирекционного угла стороны подземного полигонометрического хода, обусловленная погрешностями измерения его углов	415

§ 145. Погрешность дирекционного угла стороны подземного полигонометрического хода, обусловленная погрешностями измерения длины его сторон	419
§ 146. Погрешность дирекционного угла стороны вытянутого равно-стороннего подземного полигонометрического хода	421
§ 147. Уравнивание ориентировки через два и более вертикальных шахтных ствола	422

Р А З Д Е Л V
МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ШАХТ
И ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

Г л а в а XIX. Общие сведения о маркшейдерских работах при строи- тельстве шахт	425
§ 148. Проектная документация	425
§ 149. Задачи маркшейдера при строительстве шахт	426
§ 150. Подготовительные работы к перенесению в натуру проектных данных	426
§ 151. Перенесение в натуру горизонтального угла и горизонтального расстояния, заданных в проекте	427
§ 152. Перенесение в натуру точек по их заданным координатам	430
§ 153. Перенесение в натуру осей	432
§ 154. Восстановление в натуре репера по заданной его отметке	434
Г л а в а XX. Маркшейдерские работы на промышленной площадке шахты	436
§ 155. Разбивка центра и осей ствола шахты. Построение пунктов опорной разбивочной сети	436
§ 156. Условная система координат промышленной площадки шахты	442
§ 157. Вертикальная планировка поверхности промышленной площадки шахты	443
§ 158. Разбивка на промышленной площадке шахты сооружений и зданий	445
§ 159. Разбивочные работы при прокладке подъездных путей	448
Г л а в а XXI. Маркшейдерские работы при сооружении шахтного подъема	450
§ 160. Основные геометрические элементы шахтного подъема	450
§ 161. Установка копра и его проверка	455
§ 162. Установка и проверка направляющих шкивов и разгрузочных кривых	461
§ 163. Разбивочные работы при монтаже подъемной машины и контроль их выполнения	463
§ 164. Проверка соотношения геометрических элементов одноканатной подъемной установки	466
§ 165. Маркшейдерские работы при строительстве башенных копров	472
§ 166. Маркшейдерские работы при монтаже и проверке комплекса многоканатного подъема	475
Г л а в а XXII. Маркшейдерские работы при проходке, креплении и армировании стволов	481
§ 167. Маркшейдерские работы при проходке и креплении вертикального ствола шахты	481
§ 168. Маркшейдерская документация при проходке и креплении ствола	487
§ 169. Профилирование стенок вертикального ствола шахты	489
§ 170. Маркшейдерские работы при армировании ствола шахты	491

§ 171. Профилирование проводников вертикальных стволов шахт	496
§ 172. Определение координат центра и направления осей ствола при его реконструкции и углубке. Восстановление осей ствола в натуре	505
§ 173. Маркшейдерские работы при углубке вертикального ствола шахты	508
§ 174. Маркшейдерские работы при проходке вертикальных стволов шахт способом замораживания	510
§ 175. Маркшейдерские работы при проходке вертикального ствола шахты способом бурения	515
§ 176. Маркшейдерские работы при проходке наклонного ствола	521
§ 177. Наблюдения за деформациями крепи ствола и армировки	523
§ 178. Меры безопасности при выполнении маркшейдерских работ	523
Г л а в а XXIII. Маркшейдерские работы при проведении околоствольных выработок	524
§ 179. Маркшейдерские работы при рассечке сопряжения околоствольных выработок со стволом	524
§ 180. Проектные полигон и профиль околоствольных выработок	526
§ 181. Задание направлений горным выработкам в горизонтальной плоскости	529
§ 182. Задание направлений горным выработкам в вертикальной плоскости	535
§ 183. Общие сведения о маркшейдерских работах при строительстве метрополитенов и подземных сооружений большого сечения	539
§ 184. Маркшейдерская документация, представляемая при сдаче шахты в эксплуатацию	543
Г л а в а XXIV. Маркшейдерские работы при проведении выработок встречными забоями	545
§ 185. Сущность задачи. Основные типы сбоек	545
§ 186. Производственные допуски расхождения осей встречных забоев	546
§ 187. Маркшейдерские работы при сбойке горизонтальных и наклонных выработок, проводимых в пределах одной шахты	547
§ 188. Предрасчет погрешности смыкания встречных забоев горизонтальных и наклонных выработок, проводимых в пределах одной шахты	549
§ 189. Маркшейдерские работы при сбойке горизонтальных и наклонных выработок, проводимых между разными шахтами	551
§ 190. Предрасчет погрешности смыкания встречных забоев горизонтальных и наклонных выработок, проводимых между двумя шахтами	553
§ 191. Сбойки вертикальных горных выработок	554
§ 192. Предвычисление погрешности смыкания встречных забоев вертикальных горных выработок	556
§ 193. Создание планового обоснования для сбоек выработок с гироскопическим ориентированием отдельных сторон	557
§ 194. Создание планового обоснования для сбоек особо ответственных выработок прокладкой светодальномерно-гироскопических ходов	559

Р А З Д Е Л VI
СДВИЖЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД И ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ
ПОД ВЛИЯНИЕМ ГОРНЫХ РАЗРАБОТОК

§ 195. Содержание и значение проблемы	562
---------------------------------------	-----

Глава XXV. Сдвигание горных пород и земной поверхности при разработке угольных месторождений	563
§ 196. Общие сведения о процессе сдвигания толщи горных пород и земной поверхности	563
§ 197. Основные понятия и параметры, характеризующие процесс сдвигания	567
§ 198. Факторы, влияющие на развитие процесса сдвигания гор- ных пород	577
Глава XXVI. Маркшейдерские наблюдения за сдвижением толщи горных пород, земной поверхности и за подрабаты- ваемыми объектами	580
§ 199. Способы изучения процесса сдвигания толщи горных пород	580
§ 200. Общие сведения об инструментальных маркшейдерских на- блюдениях	582
§ 201. Составление проекта наблюдательной станции	584
§ 202. Производство и обработка наблюдений на станциях	591
Глава XXVII. Расчет элементов сдвигания земной поверхности при разработке угольных месторождений	600
§ 203. Предварительные замечания	600
§ 204. Определение величины максимального оседания	601
§ 205. Расчет ожидаемых величин сдвижений и деформаций в точ- ках мульды сдвигания	602
§ 206. Определение максимальных значений сдвижений и деформа- ций в главных сечениях мульды сдвигания	607
§ 207. Расчет величин вероятных сдвижений и деформаций	608
§ 208. Оценка точности способов расчета элементов сдвигания	609
Глава XXVIII. Охрана сооружений от вредного влияния горных разработок угольных месторождений	611
§ 209. Методы охраны сооружений от вредного влияния горных разработок	611
§ 210. Безопасная и предельная глубина разработки для объектов различного назначения	613
§ 211. Определение допустимых и предельных деформаций для под- рабатываемых объектов	617
§ 212. Способы построения предохранительных целиков	623
§ 213. Понятие о барьерных целиках и их построении	636
§ 214. Экономическая оценка эффективности извлечения запасов угля из предохранительных целиков с применением мер охраны сооружений	639
§ 215. Утверждение мер охраны сооружений и ведение горных работ в предохранительных целиках	640
Глава XXIX. Сдвигание горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений	642
§ 216. Особенности процесса сдвигания на рудных месторождениях	642
§ 217. Условия устойчивого состояния и обрушения горных пород и земной поверхности	645
§ 218. Углы сдвигания и разрывов	646
§ 219. Определение углов разрывов по результатам изучения тре- щинности	649
§ 220. Маркшейдерские наблюдения за сдвижением горных пород на рудных месторождениях	650
§ 221. Меры охраны сооружений от вредного влияния подземных разработок	652

РАЗДЕЛ VII
МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ
ПО ОБЕСПЕЧЕНИЮ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ КАРЬЕРОВ

Глава XXX. Устойчивость и деформация откосов карьеров	654
§ 222. Общие сведения об устойчивости и деформациях откосов . . .	654
§ 223. Факторы, влияющие на устойчивость и деформацию откосов	658
§ 224. Понятие о методах расчета углов устойчивых откосов	662
Глава XXXI. Маркшейдерские наблюдения за деформацией откосов карьеров	668
§ 225. Инструментальные и упрощенные наблюдения	668
§ 226. Установление характера оползней по результатам маркшейдерских наблюдений	673
§ 227. Маркшейдерские работы при рекультивации земной поверхности и при ликвидации работ в карьерах	676

РАЗДЕЛ VIII
ОРГАНИЗАЦИЯ МАРКШЕЙДЕРСКОЙ СЛУЖБЫ,
ПЛАНИРОВАНИЕ МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ

Глава XXXII. Организация маркшейдерской службы в горнодобывающих отраслях промышленности СССР	679
§ 228. Структура маркшейдерской службы	679
§ 229. Организация маркшейдерских работ	683
§ 230. Планирование маркшейдерских работ и расчет штата маркшейдерского отдела горного предприятия	686
§ 231. Оформление земельных, горных отводов и застройки площадей залегания полезных ископаемых	690
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	692
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	695