

4. УЧЕТ ОБЪЕМОВ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ ДОБЫЧЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

Учет объемов горных работ выполняют на основании требований "Инструкции по маркшейдерскому учету объемов горных работ при добыче полезных ископаемых открытым способом" (РД 07-604-03) [9].

Определению объема добычи и вскрыши на карьере предшествует детальная плано-высотная съемка участков, на которых в отчетном периоде выполнялись горные работы, нанесение результатов детальной съемки и замеров на рабочие планы и профили в крупном масштабе, определение основных параметров для подсчета объема и количества горной массы и полезного ископаемого.

Контрольный подсчет объемов добычи и вскрыши по карьеру выполняют один раз в год – до 1 февраля года, следующего за отчетным. Объемы подсчитывают в "две руки" или двумя независимыми подсчетами.

4.1. Способы учета объема добычи на карьере

В объем добычи за календарный срок (месяц) включают объем полезного ископаемого, отгруженного потребителям, отгруженного в емкости, вывезенного на склад или на обогатительные фабрики.

На горнодобывающих предприятиях одновременно применяются три вида учета добычи: бухгалтерский, оперативный (статистический) и маркшейдерский.

Бухгалтерский учет ведут на основании соответствующих документов (накладных) об отгрузке потребителю добытого товарного полезного ископаемого, а также журналов учета расхода добычи на собственные нужды с обязательным маркшейдерским замером остатков полезного ископаемого на складе на начало и конец месяца.

Общий объем добычи по бухгалтерскому учету в целом по карьере за отчетный период (месяц) определяют по формуле

$$D_{\text{бухл}} = D_{\text{потр}} + D_{\text{с.н}} + (d_k - d_n), \quad (4.1)$$

где $D_{\text{потр}}$ – объем полезного ископаемого, отгруженного потребителю, учтенный по накладным; $D_{\text{с.н}}$ – объем добычи, израсходованной на собственные производственно-технические и бытовые нужды, определяют по журналу учета; d_k и d_n – остатки полезного ископаемого на складе соответственно на начало и конец месяца.

Достоинства: определяют количество полезного ископаемого, фактически реализованное потребителю в целом по карьеру.

Недостатки: не позволяет определить объем добычи по отдельным участкам и экскаваторным бригадам, который необходим для начисления заработной платы рабочим, занятым на добычных работах.

Оперативный (статистический) учет применяют как на добычных, так и на вскрышных работах. Он ведется по отдельным экскаваторным забоям путем непосредственного полного или выборочного взвешивания и подсчета загруженных вагонов или других транспортных единиц, в том числе механических допат с установкой на них специальных счетчиков.

Добычу полезного ископаемого по отдельному забою (d_i) и по карьере (D_0) вычисляют по формулам

$$d_i = V_n k p; \quad (4.2)$$

$$D_0 = \sum_{i=1}^n d_i; \quad (4.3)$$

где V_n , p – соответственно вместимость по паспорту и число отгруженных вагонов или других транспортных емкостей; k – коэффициент загрузки транспортных емкостей, определяемый по результатам контрольной маркшейдерской съемки; n – число экскаваторных забоев.

Достоинства: определяют объем по отдельным выемочным единицам.

Недостатки: не учитывают потери при погрузке и транспортировке, прилипание полезного ископаемого ко дну и стенкам транспортных емкостей, особенно в зимнее время.

Маркшейдерский учет ведут по результатам детальной планово-высотной съемки, определяют объемы выполненных работ по каждому экскаваторному забою непосредственно в массиве залежи полезного ископаемого. При этом породные прослои, если выемка их осуществлялась раздельно от полезного ископаемого, относят к попутной вскрыше.

При отработке участков, состоящих из условно чистого (кондиционного) полезного ископаемого, объем добычи между отдельными измерениями определяют по формуле

$$D = \sum V_i \gamma_i, \quad (4.4)$$

где V_i — объем извлеченного полезного ископаемого по отдельному забою, м³; γ_i — плотность полезного ископаемого, т/м³.

Достоинства: определяют объем добычи за отчетный период непосредственно в массиве, используется для учета поташенных балансовых запасов и составления отчетов о состоянии и движении запасов в недрах, а также потерь и разубоживания полезного ископаемого, является контрольным оперативного учета.

Недостатки: объем определяют в целике, а реализацию ведут в разрыхленном состоянии, в результате технологического процесса добычи и перехода полезного ископаемого из природного состояния в товарное с ним происходит не только физическое, но и качественно-количественное изменение, что является одной из причин расхождения между бухгалтерским и маркшейдерским учетом объемов.

Учет добычи полезного ископаемого в целом по предприятию определяют на 1 число каждого месяца. Все три способа учета добычи не дают однозначных результатов. Неизбежные расхождения возникают вследствие различной точности или качества состояния учитываемого полезного ископаемого. Поэтому для расчета окончательного объема *добычи принятой к учету* определяют объем полезного ископаемого по книжным данным на конец отчетного периода d_k по формуле

$$d_k = d_n + D_o - D_p \pm d_{сб} \pm d_{де}, \quad (4.5)$$

где d_n — остаток полезного ископаемого на 1 число месяца на складе, в бункерах, вагонах, не сланных погрузочно-транспортному управлению по результатам маркшейдерского за-

мера; D_o — добыча по суточным сведениям оперативного учета; D_p — расход полезного ископаемого за отчетный месяц (отгруженного потребителям и израсходованного на собственные нужды); $d_{сб}$ — разница между перегрузкой и недотрузкой согласно учету организации по событиям полезного ископаемого; $d_{де}$ — разница между выгруженно-дотруженным в вагоны полезным ископаемым согласно учету на дозирочных складах.

Сравнивают остаток полезного ископаемого по книжным данным на 1 число месяца d_k , вычисленный по формуле (4.5) с результатами маркшейдерских замеров d'_m :

$$\Delta = d'_m - d_k. \quad (4.6)$$

При значении Δ , не превышающем допустимого по "Инструкции..." (табл. 4.1), добычу по отдельным выемочным единицам d_i , вычисленную по формуле (4.2), не корректируют, в противном случае объем добычи полезного ископаемого за отчетный месяц, принимаемый к учету, вычисляют по формуле

$$D_{уч} = D_o \pm d_{сб} \pm d_{де} \pm \Delta. \quad (4.7)$$

Таблица 4.1

Погрешности определения объема и плотности полезного ископаемого

Показатель	Объем отвала, тыс. м ³			
	≤20	20-50	50-200	>200
Допустимая относительная погрешность, %	8	5	3	2
объема отвала	5	5	4	2
плотности				
Допустимая разность двух независимых определений объема, %	12	8	4	3

Затем в объемы добычи по отдельным выемочным единицам d_i вводят поправочный коэффициент μ .

$$d_{i,уч} = \mu d_i; \quad \mu = \frac{D_{бухл}}{D_0}, \quad (4.8)$$

где $D_{бухл}$, D_0 — один и тот же объем добычи полезного ископаемого в целом по карьере соответственно по бухгалтерскому и оперативному учету.

4.2. Учет объемов вскрыши и пересказавания пород

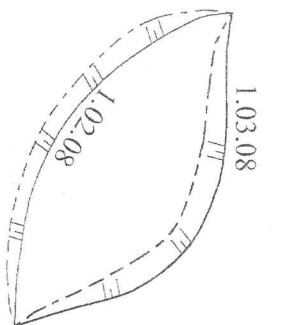
Вскрышные работы, в отличие от добычных, планируют и учитывают, как правило, в единицах объема плотной горной массы. Объем вскрыши учитывают двумя способами: по результатам детальной маркшейдерской съемки карьеров и оперативным способом по числу отгруженных транспортных сосудов. Маркшейдерский учет считается основным, т.е. контрольным.

Общий объем *вскрыши* по карьере определяют по формуле

$$V = V_1 + V_2 + V_3, \quad (4.9)$$

где V_1 — объем вскрыши из экскаваторных забоев (без применения буровзрывных работ), m^3 ; V_2 — объем вскрышных пород, отрабатываемых с применением буровзрывных работ, m^3 ; V_3 — объем попутной вскрыши (вскрыша при селективной выемке полезного ископаемого), m^3 .

По маркшейдерскому учету *объем отдельной экскаваторной заходки* (рис. 4.1) между двумя календарными датами съемками составит



$$V_1 = \sum_{i=1}^n V_i, \quad (4.10)$$

где V_i — объем плотной массы вскрышных пород из отдельного забоя, m^3 .

Даты маркшейдерской съемки обычно не совпадают с отчетными календарными сроками месяца, поэтому для определения объема используют формулу

$$V_i = V'_m + V'_0 - V''_0, \quad (4.11)$$

где V'_0 , V''_0 — объем породы между датой маркшейдерской съемки и датой учета (первое число месяца), определенный по результатам оперативного учета соответственно в текущем и предыдущем месяце; V'_m — объем, определенный по результатам маркшейдерских замеров.

Подсчет объемов по отдельным экскаваторным забоям целесообразнее производить не между контурами съемки каждый раз на начало и на конец месяца, а от какого-то исходного числа нарастающим итогом по площади и объему. Это исключает накопление погрешностей за счет неточности оперативного учета и за счет фиксации контуров при месячных измерениях. Указанные погрешности в этом случае войдут только один раз в первое измерение, а далее с увеличением объема их абсолютное значение останется постоянным. Следовательно, погрешность с увеличением объема при последующих измерениях будет уменьшаться.

На карьере, где вскрышные работы ведут с применением массовых взрывов, учет объемов вскрыши осуществляют по отдельному блоку (рис. 4.2). По блокам, где уборка взрывной массы не заканчивают в течение отчетного периода, объем фактически отгруженной породы определяют приближенно или по данным оперативного учета.

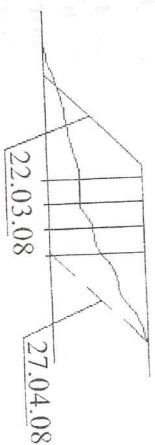


Рис. 4.2. Определение объема блока, где вскрышные работы ведут с применением буровзрывных работ

После того как вся взорванная масса убрана, производят маркшейдерскую съемку участка, на основе которой определяют окончательный объем вскрыши по блоку. Объем в целом по карьере за отчетный период определяют по формуле

$$B_2 = \sum_m V_m + \sum_n V_n k - \sum_0 V_0, \quad (4.12)$$

где B_2 — объем отгруженной породы из всех взрываемых блоков, m^3 ; V_m — объем породы из всех полностью зачищенных блоков по маркшейдерскому замеру, m^3 ; V_n — паспортный объем транспортной емкости, m^3 ; k — средний коэффициент наполнения транспортных емкостей; n — число транспортных емкостей, отгруженных из всех работающих, но не зачищенных блоков за отчетный период; V_0 — объем породы, отгруженной из зачищенных блоков за предыдущий период по данным оперативного учета, m^3 .

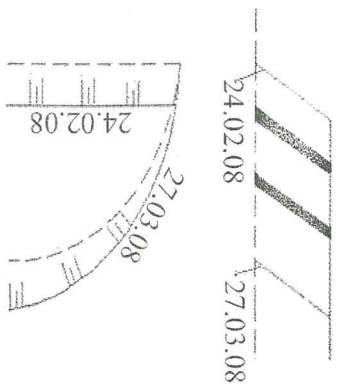


Рис. 4.3. Определение объема вскрыши при селективной выемке

При наличии в породных уступах включений или прослоек полезного ископаемого (рис. 4.3), а в добычных забоях — включений пустой породы, при селективной выемке из вскрышных уступов производится попутная добыча, а из добычных — попутная вскрыша.

Для определения объема пород попутной вскрыши в наиболее сложных случаях используют непосредственные измерения, результаты инженерно-геологических изысканий по разведочным и буровзрывным скважинам, геолого-маркшейдерскую съемку и документацию уступов. По результатам этих данных составляют вертикальные сечения уступа через интервалы, определяемые сложностью залегания, по которым раздельно определяют объемы извлекаемых пород и полезного ископаемого по каждому выемочному блоку. Общий объем попутной вскрыши по маркшейдерскому учету в целом по карьере составит

$$B_3 = V_m + V'_0 - V''_0 - D'_0 - D''_0, \quad (4.13)$$

где B_3 — объем попутной вскрыши по маркшейдерскому учету в целом по карьере, m^3 ; V_m — объем горной массы за календарный срок по маркшейдерской съемке, m^3 ; V'_0 , V''_0 — объем вскрыши между датой маркшейдерской съемки и датой учета, определенный по результатам оперативного учета соответственно в текущем и предыдущем месяцах, m^3 ; D'_0 , D''_0 — объем добычи по результатам оперативного учета соответственно в текущем и предыдущем месяцах, m^3 .

Одновременно с маркшейдерским учетом пород вскрыши ведется и оперативный учет по отгруженным вагонам, самосвалам или ковшам экскаваторов. Он может вестись как по массе, так и в объемных единицах измерения с учетом коэффициента разрыхления. Однако из-за сложности учета полноты загрузки емкостей, припятия породы к стенкам транспортных сосудов, изменчивости плотности пород оперативный учет не всегда отвечает требованиям точности. Поэтому результаты его обязательно должны контролироваться маркшейдерским учетом.

Объем переэкскавации пород определяют так же, как и объем вскрыши, полученной из экскаваторных забоев, где работы ведутся без применения буровзрывных работ (рис. 4.4), при этом объем, определенный маркшейдерским замером, приводят к объему в целике путем деления вычисленного объема на коэффициент разрыхления k_p , который определяют экспериментальным путем по результатам маркшейдерского замера блоков до и после взрыва:

$$V_{\text{пер}} = V_0 / k_p. \quad (4.14)$$

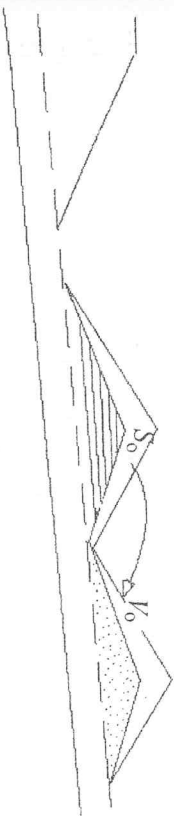


Рис. 4.4. Схема к учету объема переэкскавации пород

4.3. Маркшейдерский учет объемов горной массы

Определение объема и количества горной массы и полезного ископаемого предшествуют:

— детальная планово-высотная съемка рабочей части карьера или съемка и замер отвалов и складов готовой продукции на начало и конец отчетного периода;

— нанесение результатов детальной съемки и замеров на рабочие планы и профили в крупном масштабе;

— определение основных параметров, по которым подсчитывают объем и количество горной массы и полезного компонента (например, металла в руде). К таким параметрам относят среднее содержание полезного или вредного компонента, плотность, коэффициент разрыхления, площади оснований или сечений определяемых блоков, среднюю высоту или мощность уступов и т. д.

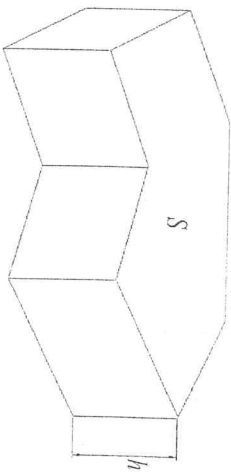
4.3.1. Определение объемов

Объем простейшего блока (рис. 4.5) вычисляют по формуле

$$V = Sh, \quad (4.15)$$

где S — площадь основания или сечения, m^2 ,
 h — средняя высота или мощность блока, m .

Рис. 4.5. Определение объема простейшего блока



При определении вместимости подвижного состава, бункеров, складов готовой продукции или породных отвалов (при пересекании таких фигур или тел определяют по результатам измерения или съемки и графического построения, а объем — по формулам стереометрии (табл. 4.2).

Таблица 4.2

Определение объемов способом правильных геометрических фигур

Вид фигуры	Расчетная формула	Схема
Прямоугольный параллелепипед	$V = Sh$	
Конус	$V = \frac{1}{3} \pi R^2 h$	
Пирамида	$V = \frac{1}{3} hS$	
Усеченный конус	$V = \frac{\pi}{3} h(R^2 + Rr + r^2)$	
Усеченная пирамида	$V = \frac{h}{3}(S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 S_2})$	
Клин	$V = \frac{1}{6}(2a_2 + a_1)bh$	
Обелиск	$V = \frac{h}{6}(2a_2 + a_1)b_2 + (2a_1 + a_2)b_1$	
Призмагоид	$V = \frac{h}{6}(S_1 + S_2 + 4S_{cp})$	

В действительности форма определяемых блоков значительно сложнее и не соответствует правильным геометрическим фигурам, что обусловлено технологией выемки пород вскрыши и полезного ископаемого, условиями формирования породных, угольных и рудных отвалов или складов готовой продукции.

Точность вычисления объема зависит от детальности и точности маркшейдерской съемки, масштаба и точности графического изображения, а также геометрического соответствия принятого способа определения объема. Поэтому на практике объемы отдельных блоков определяют способом горизонтальных или вертикальных сечений, объемной палеткой.

Способ вертикальных сечений применяют при подсчете объемов вынудтой горной массы на карьерах. Определяемый блок делят вертикальными сечениями на малые блоки, объем каждого из них определяют по формулам соответствующих геометрических фигур. Общий объем определяется по формуле

$$V = \sum V_i. \tag{4.16}$$

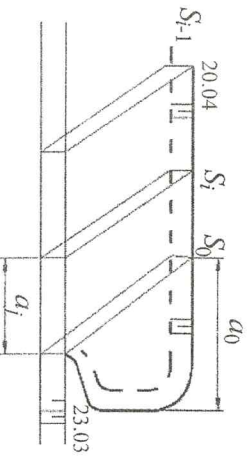


Рис. 4.6. Определение объема блока способом вертикальных параллельных сечений

$$V = V_0 + \sum V_i, \tag{4.17}$$

где V_0 — объем крайнего блока определяют по формуле пирамиды, m^3 ; V_i — объем промежуточных блоков определяют по формуле параллелепипеда, усредняя площадь между смежными сече-

Способ верти-

кальных параллельных сечений используют при определении объема заходок и выемочных блоков с выгнутыми и примерно параллельными кон-

турами (рис. 4.6).
Общий объем блока вычисляют по формуле

$$V_0 = S_0 a_0 / 3; \tag{4.18}$$

$$V_i = (S_i + S_{i+1}) a_i / 2. \tag{4.19}$$

Если объем между сечениями S_i и S_{i+1} отличается более чем на 40 %, объем вычисляют по формуле усеченной пирамиды

$$V = (S_i + S_{i+1} + \sqrt{S_i + S_{i+1}}) a_i / 3. \tag{4.20}$$

Способ вертикальных

непараллельных сечений применяют на значительных по объему криволинейных участках заходок и выемочных блоков (рис. 4.7). Сечения считают непараллельными, если угол α между сечениями более 10° .

Объем блока для непараллельных сечений определяют по формуле (4.21)

$$V_i = \alpha / 6 [Y_i (2S_i + S_{i+1}) + Y_{i+1} (S_i + 2S_{i+1})], \tag{4.21}$$

где α — угол между сечениями, рад; Y_i, Y_{i+1} — расстояния до центра тяжести соответствующего сечения, м.

Способ горизонтальных

сечений применяют, когда на плане имеется один или несколько контуров горизонтальных сечений блока (рис. 4.8). При этом точки, в которых известна высота усреднены по всей площади горизонтальной проекции блока или слоя равномерно.

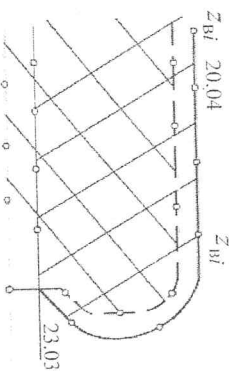


Рис. 4.8. Схема к подсчету объема блока способом горизонтальных сечений

Объем горной массы в данном случае определяют по формуле

$$V = Sh_{\text{ср}}; \quad (4.22)$$

$$h_{\text{ср}} = \frac{\sum z_{\text{в}} - \sum z_{\text{н}}}{n_{\text{н}} - n_{\text{н}}}. \quad (4.23)$$

При нанесении на план контуров верхней и нижней бровок уступа объем блока вычисляются по формуле

$$V = \frac{S_{\text{в}} + S_{\text{н}}}{2} h_{\text{ср}}, \quad (4.24)$$

где S — усредненная площадь горизонтального сечения блока, м^2 ; $h_{\text{ср}}$ — средняя высота блока, м ; $\sum z_{\text{в}}$, $h_{\text{в}}$, $\sum z_{\text{н}}$, $n_{\text{н}}$ — сумма высотных отметок и их число в пределах верхнего и нижнего контуров определяемого блока.

В случае, если верхняя и нижняя площади уступа и определяемый блок имеют продолжный согласный или несогласный уклон, то высотные отметки берут через одинаковые интервалы, по возможности, совпадающими по вертикали.

При определении объемов отвалов и складов готовой продукции, изображенных на плане в горизонталях, объем отдельного слоя, заключенного между двумя изолиниями, определяют по формуле Баумана

$$V_n = \left[\frac{1}{2} (S_1 + S_2) - \frac{1}{6} S_0 \right] h_{\text{ср}}, \quad (4.25)$$

где S_1, S_2 — площади, ограниченные соседними или нечетными изолиниями; S_0 — площадь, ограниченная контуром средней или четной изолинии.

Если конфигурация контуров изолиний близка к окружности, то объем слоя точнее можно определить как объем усеченного конуса

$$V_n = \frac{V_1 + V_2}{2} - \frac{1}{6} \pi h_{\text{ср}}^2, \quad (4.26)$$

где $V_1 = S_1 h_1$ — объем цилиндра, определенный по нижней изолинии; $V_2 = S_2 h_2$ — объем цилиндра, вычисленный по верхней изолинии.

Объем слоя, заключенного между двумя соседними изолиниями (рис. 4.9), П. К. Соболевский предложил вычислять по формуле призматоида с бесконечно большим числом сторон

$$V_n = \frac{2h_n}{3} \left(\frac{S_{\text{н}-1} + S_{\text{н}+1} + 2S_{\text{н}}}{2} \right), \quad (4.27)$$

где h_n — высота призматоида между двумя сечениями изолиний.

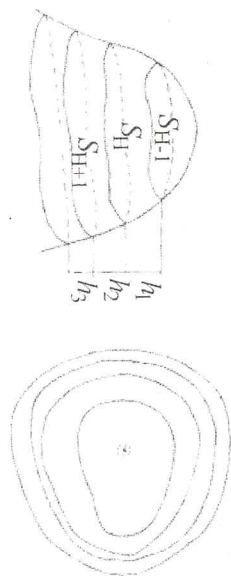


Рис. 4.9. Схема горизонтальных сечений по изолиниям

Достоинство способа горизонтальных сечений заключается в простоте и малой трудоемкости определения объемов при сложной конфигурации граничных контуров блоков.

Способ трехгранных призм применяется для определения

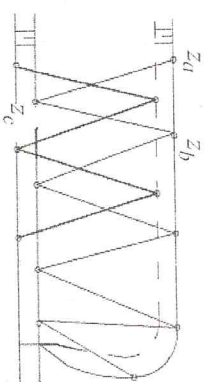


Рис. 4.10. Определение объема блока способом трехгранных призм

$$V = \sum V_b - \sum V_{\text{н}}; \quad (4.28)$$

$$V_b, V_{\text{н}} = 1/3 S_{\Delta} (z_a + z_b + z_c), \quad (4.29)$$

где $V_b, V_{\text{н}}$ — объем трехгранной призмы, построенной соответственно по верхней и нижней бровке; z_a, z_b, z_c — высотные отметки в вершинах трехгранной призмы.

Способ трудоемкий и применяется для программирования расчетов на ПЭВМ, в частности в программных приложениях AutoCADa, SurpacDD и CarlsonSurvey и др.

Способ объемной палетки применяют при планировке промплощадок, массовых взрывах на выброс, удалении и засыпке растительного и подпочвенного слоя при рекультивации площадей, занятых карьером и породными отвалами, т. е. в случаях, когда по результатам съемок, произведенных до начала и после выполнения планировочных работ, составляется план изомощностей удаленного или насыпанного слоя. В этом случае общий объем определяют по формуле

$$V = S \sum_{i=1}^n h_i, \quad (4.30)$$

где S — площадь элементарного квадрата палетки, m^2 ; h_i — мощность слоя вынудтой или насыпанной породы (грунта), соответствующая центру палетки, m ; n — число квадратов в пределах определяемого контура.

При выборе способа определения объема следует учитывать геометрическое соответствие конфигурации определяемых блоков и фигур избранному способу, детальность и точность съемки, масштаб изображения, способ определения площадей и технику работ.

Маркшейдерскую съемку горных выработок и подсчет по ее результатам объемов вынутых горных пород следует выполнять, обеспечивая следующие значения допустимых погрешностей (двойной средней квадратической погрешности).

При маркшейдерской съемке уступов допустимую погрешность определяют объема вычисляют по формуле

$$\sigma_{V_{\text{доп}}} = \frac{1500}{\sqrt{V}}, \quad (4.31)$$

где V — объем вынутых горных пород в целике (массиве), m^3 .

Формулу (4.31) используют при объемах от 20 до 2000 тыс. m^3 . При объеме больше 2000 тыс. m^3 принимают допустимую погрешность $\sigma_{V_{\text{доп}}}$ равную 1 %. При объеме меньше 20 тыс. m^3 методика съемки горных выработок устанавливается с таким расчетом, чтобы погрешность $\sigma_{V_{\text{доп}}}$ не превышала 10 %.

При определении объема вынутых (взорванных) горных пород в *разрыхленном состоянии* по маркшейдерской съемке и пе-

рвычисления его в объем в целике через коэффициент разрыхления этих пород, допустимая погрешность (в процентах) равна

$$\sigma_{V_{\text{доп}}} = \frac{2200}{\sqrt{V}}. \quad (4.32)$$

Формулу (4.32) используют при объемах от 45 до 2200 тыс. m^3 . При объеме больше 2200 тыс. m^3 допустимую погрешность $\sigma_{V_{\text{доп}}}$ принимают равной 1,5 %, если объем меньше 45 тыс. m^3 , то методика съемки и вычисления объемов, а также определения коэффициента разрыхления устанавливается с таким расчетом, чтобы погрешность $\sigma_{V_{\text{доп}}}$ не превышала 10 % [8].

Допустимую погрешность $\sigma_{V_{\text{доп}}}$ используют для определения допустимой разности между объемом, принятым в отчетах, а также обоснования новых способов съемки и подсчета объемов. Не допустимо корректировать на эту величину объем, определенный по маркшейдерской съемке.

4.3.2. Определение площадей

При определении объемов выполненных горных работ, складов готовой продукции и отвалов, а также запасов полезного ископаемого одним из важных элементов блоков и тел является площадь оснований или сечений. Существует несколько способов определения площадей: правильных геометрических фигур (треугольник, параллелограмм, трапеция, окружность); аналитический (по координатам вершин полигональных фигур); механический (с использованием планиметров) специальный (квадратными или точечными палетками).

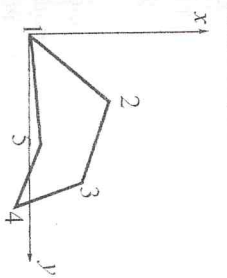


Рис. 4.11. Полигональный контур

Способ *правильных геометрических фигур* заключается в том, что многоугольники, изображенные на плане, разбивают на простейшие геометрические фигуры. В каждой фигуре по плану измеряют основание и высоту, по которым определяют площадь правильной геометрической фигур.

Сумма элементарных фигур составит площадь, заключенную в многоугольник.

Аналитический способ определения площадей с использованием координат вершин замкнутых полигонов (рис. 4.11) является наиболее точным. При определении площадей относительно компактных полигональных фигур с небольшим числом угловых точек можно пользоваться условными координатами в системе h, y или x, y , измеренными по плану или профилю.

Площадь фигуры определяют по одной из приведенных формул:

$$S = \frac{1}{2} \sum_{i=1}^n x_i (y_{i+1} - y_{i-1}); \quad (4.33)$$

$$S = \frac{1}{2} \sum_{i=1}^n y_i (x_{i-1} - x_{i+1}); \quad (4.34)$$

$$S = \frac{1}{2} \left(\sum_{i=1}^n x_i y_{i+1} - \sum_{i=1}^n y_i x_{i+1} \right), \quad (4.35)$$

где x_i, y_i — соответственно условная (измеренная по плану) абсцисса и ордината точки; i — порядковый номер точки; n — число точек определяемой фигуры.

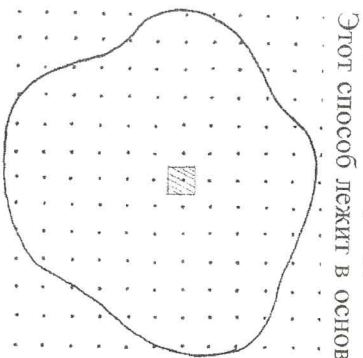


Рис. 4.12. Точечная палетка

Этот способ лежит в основе программ для вычисления площадей на ПЭВМ и широко используется на практике в программах приложений AutoCAD и CarlsonSurvey, а также в электронных тахеометрах.

Специальный способ осуществляется с помощью квадратных или точечных палеток (рис. 4.12).

При определении площади фигуры палетку накладывают в произвольном положении, подсчитывают точки, вошедшие в контур измеряемой фигуры. Из общего числа точек, расположенных на самой линии контура, берется половина. Для

получения наиболее вероятной площади фигуры подсчет точек следует проводить не менее двух раз, при этом изменяя положение палетки. Точность определения площади палетки зависит от соответствия размеров определяемой фигуры размерам квадратов или расстояний между точками, которые являются центрами квадратов палетки. Средняя погрешность определения площади палетки с частотой точек 0,5 см для площадей менее 50 см² определяется в пределах 1–3%.

Наиболее распространенным является *механический способ* определения площадей, с помощью планиметра. При определении площади с помощью планиметра часть площади, заключенной в целое число квадратов, вычисляют геометрическим способом, а площади участков, выходящих за пределы этих квадратов, определяют планиметром. При определении площадей полярным планиметром каждый контур фигуры обводят дважды при двух положениях полнуса. Площадь определяют по формуле

$$S = q(N_k - N_n), \quad (4.36)$$

где q — цена деления планиметра для данной длины обводного рычага и масштаба плана, м²/дел.; N_n, N_k — соответственно начальный и конечный отсчеты по счетчику планиметра при обведении искомой площади.

Для обеспечения минимальной погрешности цены деления планиметра следует обводить фигуру правильной формы — квадрат или круг, площадью $S_0 = 100$ см²:

$$q = \frac{S_0}{N_k - N_n}. \quad (4.37)$$

Более точное определение площади в делениях планиметра производится при двух положениях полнуса — по два обвода при каждом положении, что важно при определении площади малых фигур до 20 см² в плане.

Разность отсчетов двух обведений одной и той же площади не должна превышать: более двух делений при площади до 50 см², трех делений — при площади 50–200 см² и четырех делений — при площади более 200 см².

4.3.3. Определение плотности

Плотность полезного ископаемого необходимо знать при маркшейдерском учете добычи. Плотность полезного ископаемого или породы в ненарушенном массиве определяют по формуле

$$\gamma = \frac{Q}{V}, \quad (4.38)$$

где γ — плотность, т/м³; Q — масса полезного ископаемого (породы) в целике, т; V — объем полезного ископаемого или породы в целике, м³.

В практике маркшейдерских работ нашли применение три способа определения плотности: способ мерных емкостей (для полезного ископаемого, находящегося в разрыхленном состоянии); способ пробной вырубки и способ пробной выемки (для относительно устойчивых пород в массиве).

Для определения плотности *способом мерных емкостей* изготавливают емкости размером 0,5×0,5×0,5 м. В емкости засыпают и уплотняют полезное ископаемое или породу. Пробы отбирают так, чтобы они представляли объем всего угольного склада, число проб должно быть не менее 15.

Загруженная емкость взвешивается с точностью до килограмма. Плотность определяют по формуле

$$\gamma = \frac{Q_e}{V_e}, \quad (4.39)$$

где Q_e и V_e — соответственно масса в тоннах и объем в кубометрах полезного ископаемого или породы, загруженной в емкость.

При *способе пробной вырубке* проходят шурфы или другие выработки правильной геометрической формы глубиной до 1 м, стенки шурфа выравнивают, полезное ископаемое, извлеченное из шурфа, взвешивают с точностью до 1 кг, а затем производят съемку шурфа через 0,25 м. Плотность определяют по формуле

$$\gamma = \frac{Q_{п.и}}{V_{ш}}, \quad (4.40)$$

где $Q_{п.и}$, $V_{ш}$ — соответственно масса вынутаго полезного ископаемого, т, и объем выработки (шурфа), м³.

При поголом и горизонтальном залегании пород обычно проводят шурфы поперечного сечения 1,5×1,0 м, а при крутом — штольни площадью поперечного сечения 1,6×1,0 м, устья которых располагают в нижней части откоса уступа.

Способ пробной выемки выполняют путем отгрузки горной массы из забоя с помощью автопогрузчика или экскаватора с малой вместимостью ковша. После детальной съемки места пробной выемки отбираемую пробу грузят в транспортные сосуды. По каждому из них определяют объем горной массы с последующим взвешиванием. После отгрузки всего необходимого объема пробной выемки производят повторно съемку забоя в масштабе 1:500 и определяют плотность по формуле

$$\gamma = \frac{Q_{п.и}}{V^v}, \quad (4.41)$$

где $Q_{п.и}$, V^v — соответственно масса вынутаго полезного ископаемого (породы) и объем выработки, м³.

Периодичность определения плотности, принимаемой для перевычисления объема полезного ископаемого в массу при ежемесячных замерах на складах полезных ископаемых, устанавливается с учетом вида и свойств полезного ископаемого, технологии складирования и сроков хранения в отвале. При этом определение плотности необходимо выполнять на угольном складе не реже одного раза в год. В забое определение плотности производят для каждого пласта не реже одного раза в год.

Допустимая погрешность определения плотности не должна превышать значений, указанных в "Инструкции..." [8] (табл. 4.1).

Относительную погрешность определения плотности полезного ископаемого (породы) вычисляют по формуле

$$M_{\gamma_{ср}} \leq \frac{m_{\gamma_{ср}}}{\gamma} 100, \quad (4.42)$$

где $M_{\gamma_{ср}}$, $m_{\gamma_{ср}}$ — соответственно относительная и абсолютная погрешность определения плотности.

Абсолютную погрешность определения плотности вычисляют по формуле

$$m_{\gamma \text{ ср}} = \frac{m_{\gamma i}}{\sqrt{n}}, \quad (4.43)$$

где n – число проб; $m_{\gamma i}$ – среднее квадратическое отклонение от среднего значения плотности данной группы проб, вычисляются по формуле

$$m_{\gamma i} = \sqrt{\frac{(\sum \gamma_i - \gamma_{\text{ср}})^2}{n-1}}. \quad (4.44)$$

4.4. Автоматизация маркшейдерских измерений и вычисления при учете объемов горных работ

Для решения многих задач в настоящее время используют различные компьютерные программы. При выборе программных средств руководствуются комплексным подходом к решению задач всего предприятия. Набор программ, каждая из которых предназначена для решения какой-то одной задачи, зачастую не обогатит работу, а затрудняет ее, т. к. возникают трудности при обмене полученными данными.

Использование геоинформационных технологий обеспечивает переход на новый уровень решения геолого-маркшейдерских задач и управления добычей угля. Для решения этих задач используют электронные планы горных работ. Электронный план горных работ следует рассматривать как геоинформационную систему цифрового моделирования и графического отражения положения пластов, забоев и другой пространственно координированной информации. Основными этапами создания планов горных работ являются: сбор цифровой информации и заполнение баз данных; создание векторного графического отображения плана горных работ; установление связи объектов векторного изображения с базами данных.

На первом этапе собирают и анализируют исходную геолого-маркшейдерскую информацию, извлекают необходимый цифровую информацию, которую заносят в соответствующие базы данных.

Создание векторного графического изображения плана горных работ осуществляют различными способами. Наиболее рас-

пространственным является дигитализация (оцифровывание) графических планов с помощью дигитайзеров или непосредственно по rasterным изображениям документов, полученным в результате сканирования. Более точным способом графического изображения плана горных работ является его создание по цифровой информации из ранее созданных баз данных и непосредственное поопложение по результатам маркшейдерских съемок и замеров.

Установление связи объектов векторного изображения с базами данных может быть осуществлено как во время построения векторного изображения, так и после. Это зависит от выбранной графической платформы ГИС (AutoCAD, ArcView и др.) и функциональной полноты создаваемой системы.

Для подготовки горно-графической документации целесообразно выбрать многофункциональный графический редактор, а для решения специальных задач – приложения к нему. Наиболее мощным графическим редактором является AutoCAD. Например, для подсчета объема горных работ используют приложения AutoCADa SurvCADD и CarlsonSurvey, Microstation и др. Эти графические редакторы позволяют работать с трехмерными моделями поверхностей, представляемыми в виде сеток поверхностей, построенных до и после выемки горной массы.

Сетку исходной поверхности строят с использованием сканированного существующего плана горных выработок. Затем задают периметр, внутри которого необходимо выполнить подсчет объемов. Далее наносят линии верха и низа уступа обработанного блока, строят поверхность с учетом сделанных изменений за календарный срок, задают контур обработанного блока и затем, с помощью различных программных приложений, вычисляют объемы.

При создании электронных планов горных работ в виде геоинформационной системы перед маркшейдерской службой горного предприятия открывается путь к автоматизации решения целого ряда геолого-маркшейдерских и горнотехнических задач, среди которых следует выделить автоматизированный учет состояния балансовых и промышленных запасов угля в недрах, автоматизированный учет добычи угля, систему обеспечения текущего и перспективного календарного планирования горных работ и др.

5. СПЕЦИАЛЬНЫЕ МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ

5.1. Маркшейдерское обеспечение проведения дренажных и водоотливных работ

5.1.1. Краткие сведения о способах осушения карьеров

Породы вскрыши и полезного ископаемого перед их разра-
боткой открытым способом должны быть предварительно осуше-
ны, для чего проводят дренажные выработки.

При малых водопитоках (менее 200–300 м³/ч) дренаж вы-
полняют открытым способом (водоотводные и дренажные кана-
вы, зумпфы, траншеи, иглофильтры, системы водоопонижающих
скважин и прибортовой дренаж). При больших водопитоках вы-
полняют глубинный (подземный) дренаж (система дренажных
штреков с фильтрами и колодцами, самоизливающаяся и погло-
щающие скважины, забивные и сквозные фильтры, а также под-
земный водоотлив).

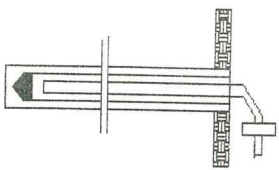


Рис. 5.1. Схема игло-фильтра

Водоопонижающие скважины

оборудуют погружными насосами и используют для длительной эксплуа-
тационной откачки воды из песчаных
пород при глубине откачки не более
200 м. Иглофильтровые установки
(рис. 5.1) представляют собой ряд
фильтров, подключенных к общему
вакуумному насосу, их используют
обычно в качестве временного локаль-
ного средства дренажа при глубине
откачки не более 6 м.

Прибортовой дренаж в виде дре-
нажной пригрузки с водоотводной канавой (рис. 5.2) является
эффективным средством предотвращения фильтрационных де-
формаций на нерабочих отвесах.

При залегании водоносного пласта непосредственно в подош-
ве карьера применяют систематический дренаж (рис. 5.3): в вы-
работанном пространстве проходят канавы-осушители вдоль
фронта работ с уклоном к канавам-собирателям, которые распо-

лагаются перпендикулярно к фронту на наиболее низких участ-
ках выработанного пространства и обеспечивают сток воды к во-
досборникам.

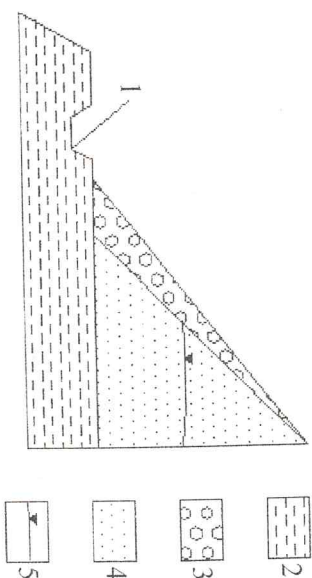


Рис. 5.2. Прибортовой дренаж с гравийно-щебеночной
призмой и водопримемной канавой:

1 — канавы с бетонной облицовкой; 2 — водоупорные породы; 3 — крупнооб-
ломочный грунт; 4 — пригружаемый грунт; 5 — уровень подземных вод

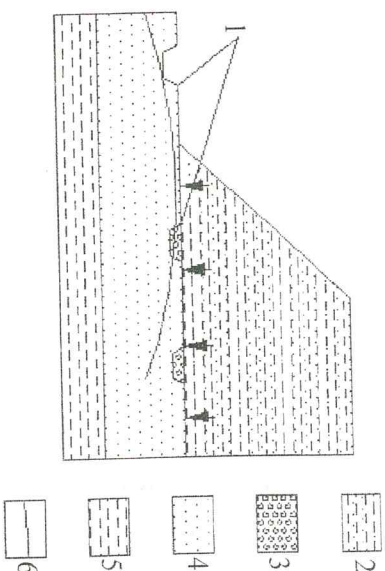


Рис. 5.3. Схема систематического дренажа основания
отвала:

1 — канавы-осушители; 2 — обводненные породы отвала; 3 — фильтрующий
материал; 4 — подложка отвала; 5 — водоупорные породы; 6 — уровень грун-
товых вод

Для осушения угольного пласта часто используют контурные системы дренажа, например дренажный штрек (рис. 5.4).

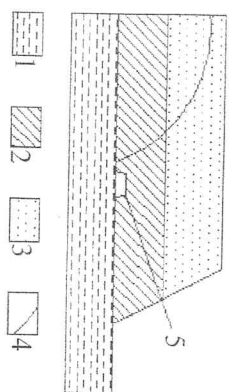


Рис. 5.4. Схема расположения дренажного штрека: 1 — водоупорные породы; 2 — угольный пласт; 3 — породы вскрыши; 4 — депрессионная кривая; 5 — дренажный штрек

При подземном водоотливе вода из водоносных горизонтов с помощью сквазных (рис. 5.5) или забивных фильтров (рис. 5.6) спускается в дренажные штреки, затем попадает в водосборник, откуда откачивается насосом на поверхность за пределы поля карьера.

Более подробная информация о способах осушения карьеров приведена в учебнике [10].

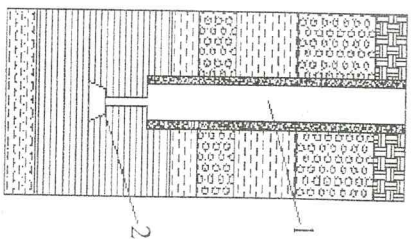


Рис. 5.5. Схема установки сквазного фильтра: 1 — водоупоннижающая скважина; 2 — дренажный штрек

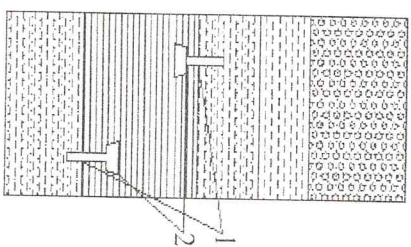


Рис. 5.6. Схема расположения забивного фильтра: 1 — забивные фильтры; 2 — дренажные штреки

5.1.2. Маркшейдерские работы при проведении дренажных и водоотливных выработок

Мероприятия по регулированию поверхностного стока включают устройство нагорных и водосборных канав, планировку территории вокруг карьера (с приданием поверхности уклона в сторону нагорных канав) и площадок уступов. Уклоны, придаваемые канавам, должны гарантировать отсутствие эрозийного размытия. На откосах уступов через каждые 200–300 м необходимо предусматривать ливнестоки.

Геолого-маркшейдерская служба, пользуясь топографическим планом поверхности, определяет места возможного поступления воды в карьер и для отведения воды за пределы карьера проектирует и выносит на местность дамбы высотой 1,0–1,5 м, задерживающие поток, или нагорные канавы глубиной 0,7–1,0 м, по которым вода отводится за пределы карьера.

Для перенесения проекта дренажных и водоотливных выработок в натуру руководствуются проектными данными и вычисляют необходимые параметры (полярные или прямоугольные координаты центров, осей, углы наклона и др.).

Методика проведения вертикальных стволов, горизонтальных и наклонных дренажных выработок аналогична методике проведения выработок при подземной разработке.

Задание направлений наклонным и горизонтальным выработкам с поверхности начинают с вынесения и закрепления проектной оси выработки в плане (отвесами или лазерным указателем направления) и вертикальной плоскости (с помощью боковых реперов или шаблона с уровнем).

По всем дренажным выработкам в процессе их проведения ежемесячно производят дополнительную съемку и геометрическое нивелирование с контрольными замерами поперечных сечений. Одновременно с проведением дренажных горных выработок производят разбивку точек и задание направлений для бурения дренажных скважин-фильтров.

На весь комплекс дренажных выработок карьера составляют план (в масштабе 1:1000–1:2000), который при эксплуатации и проведении дополнительных дренажных выработок систематически пополняют.

5.2. Маркшейдерское обеспечение буровзрывных работ

При открытой разработке скальных и полускальных пород вскрыши и полезного ископаемого их отделение от массива уступа и дробление осуществляют массивными взрывами с размещением зарядов взрывчатых веществ в предварительно пробуренные вертикальные или наклонные скважины, располагаемые сериями на верхней площадке уступа в 1–2 и более рядов, параллельных верхней бровке.

Маркшейдерская служба обеспечивает выполнение следующих работ: подготовка материалов для составления проекта взрыва, т. е. проведение детальной маркшейдерско-геологической съемки и составление крупномасштабного плана участка взрыва; разбивочные работы по вынесению в натуру проектной сетки скважин; съемку фактического положения пробуренных скважин с точным определением их глубины и величины перебюра, положения трасс скважин относительно верхней и нижней бровок откоса уступа; детальную съемку результатов взрывания, составление графической и отчетной документации; подсчет объемов взорванной массы и ответственную оценку взрыва.

5.2.1. Детальная съемка взрываемого блока и составление плана участка взрывания

Для составления проекта буровзрывных работ выполняют детальную плано-высотную съемку подготавливаемого к взрыву участка и составляют план в масштабах 1:1000 или 1:500. На плане изображают: положение верхней бровки уступа; границы полностью защищенного откоса; границы расположения горной массы, взорванной предыдущим взрывом; границы нижней площадки уступа, зачищенной бульдозером; высоты характерных точек нижней и верхней площадок уступов; положение опор контактной сети и временных железнодорожных путей; положение контактов пород с различными характеристиками по буримости и взрываемости; положение тектонических нарушений и направление трещиноватости; границы опасной зоны, определяемой признаками ведения взрывных работ, и положение зданий и сооружений вблизи этой зоны.

При значительной высоте уступа и сложной поверхности откоса кроме плана участка взрыва через оси скважин первого ряда составляют поперечные профили.

5.2.2. Составление проекта на бурение блока

На подготовленной горно-графической документации технологическая служба предприятия составляет проект расположения взрывных скважин с расчетом их глубин, величины перебюра и линии наименьшего сопротивления по подошве. Форму и размеры взрываемых блоков в карьере (длина и ширина блока, высота и угол откоса уступа), общий объем взрывания, а также трембуку кусковатость взорванной породы задают проектом.

Для размещения зарядов взрывчатых веществ в блоке с верхней площадки уступа бурят вертикальные (рис. 5.7, а) или наклонные (рис. 5.7, б) скважины. Наклонные скважины для удобства заряджания их взрывчатыми веществами бурят под углом не менее 60° к горизонту. При бурении наклонных скважин улучшается степень дробления пород, снижается расход взрывчатки, а также сейсмическое воздействие на породный массив.

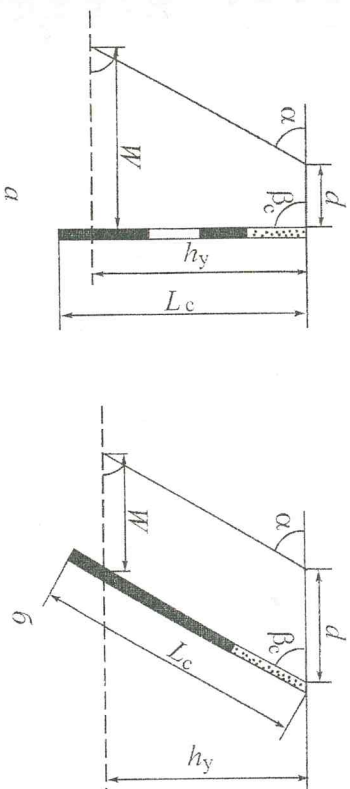


Рис. 5.7. Параметры скважины и схема скважинных зарядов: распределенного с воздушными промежутками (а) и сплошного (б): h_y , α — высота и угол откоса уступа; L_c , β_c — длина и угол наклона скважины; d — расстояние до первого ряда скважин; W — линия наименьшего сопротивления по подошве

К проекту прилагают ведомость высот уступов и глубин L_c взрывных скважин, а также величин линий сопротивления по подошве W для каждой выработки. Кроме этого, к паспорту прилагают план в масштабе 1:5000 выбороопасной зоны с указанием находящихся внутри зоны сооружений и механизмов.

Для расчета буровзрывных работ каждого блока определяют следующие величины:

Фактическую или расчетную линию наименьшего сопротивления по подошве, т. е. горизонтальное расстояние от оси скважины до нижней бровки уступа (рис. 5.7):

$$W = h_y \operatorname{ctg} \alpha + d, \quad (5.1)$$

где h_y — высота уступа, м; α — угол откоса уступа; d — расстояние от первого ряда скважин до верхней бровки уступа, м ($d = 3$ м).

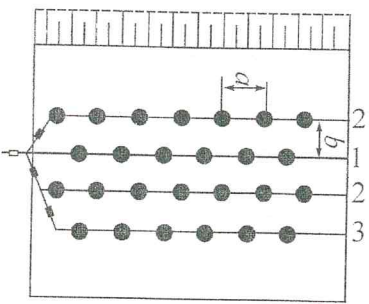
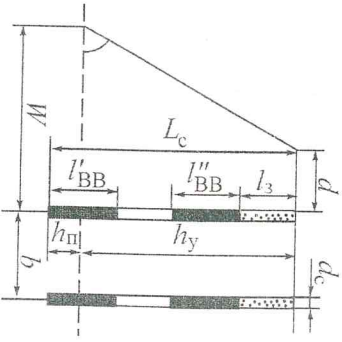


Рис. 5.8. Параметры скважинного заряда:

h_n , l_{BB} , l_3 — перебор, длина заряда, длина забойки; d_c , l_c — диаметр и глубина скважины

Рис. 5.9. Схема расположения сетки скважин:

a — расстояние между скважинами; b — расстояние между рядами скважин; 1–3 — очередность взрывания рядов

Расстояние между скважинами в ряду a и между рядами скважин b (рис. 5.9):

$$a = \frac{q_1}{cW h_y} [h_y - W(k - p)], \quad b \approx 0,85a, \quad (5.2)$$

где q_1 — масса заряда 1 пог. м скважины, кг; c — удельный расход ВВ, кг/м³; $k = l_3 / W \geq 0,75$ — коэффициент забойки (l_3 — длина забойки, м); $p = h_n / W$ — коэффициент перебура (h_n — перебор).

Перебор взрывных скважин необходим для разрушения пород в подошве уступа. В трудно взрываемых породах перебор делают максимальным, если нижележащий уступ представлен пластом угля или пластичными породами, то перебор не делают.

Проект на бурение блока составляют с учетом литологии пород блока, их крепости, степени трещиноватости, нарушенности, в нем определяют тип применяемого оборудования, границы бурения, сетку скважин, их глубину и угол наклона, линию наименьшего сопротивления, величину перебура.

На разрезах Южного Кузбасса был проведен ряд исследований, касающихся геолого-маркшейдерского обеспечения буровзрывных работ [18]. Было выявлено, что эффективное взрывное дробление вскрышных пород можно обеспечить за счет оптимального расположения зарядов с учетом трещиноватости, дифференцированной прочности и блочно-слоистого строения массива. Для оптимального проектирования буровзрывных работ маркшейдерской службой должны быть геологические данные, полученные с помощью геологической съемки, крупномасштабной фотодокументации откосов цифровой камерой с обработкой на ПЭВМ, путем массовых замеров трещиноватости специальным горным компасом УТК, экспресс-испытаний свойств пород.

Формой геолого-информационного обеспечения текущих буровзрывных работ может служить геологическое приложение к паспорту БВР конкретного блока. Оно включает бортовую геологическую зарисовку, вертикальный разрез в типичном сечении, схему решетки основных систем трещин, таблицы средних значений трещиноватости и прочности пород.

5.2.3. Вынесение в натуру сетки скважин

Проект взрывных работ составляют в масштабе 1:1000 или 1:500. На основании проекта на взрывные работы маркшейдер от пункта P съемочной сети переносит в натуру положение уступов скважин (рис. 5.10), закрепляет их кольямиками и указывает на них

номер скважины, проектную глубину, угол наклона и величину сопротивления по подшве. При назначенном откосе уступа инструментально выносят все скважины первого ряда, а при зачищенном – только первую и последнюю скважины, а остальные скважины выносит мастер-взрывник визуально или рулеткой.

На угольных месторождениях выносят угловые точки сетки скважин, ряды скважин с разной глубиной и границу предыдущего взрыва.

Инструментальную разбивку устья взрывных скважин производят только в тех случаях, когда участки взрыва расположены у проектной границы карьера и осуществляется проходка капитальных траншей и съездов. Вынос проекта выполняют полярным способом (рис. 5.10) или способом перпендикуляров, а также с помощью GPS приемников, обеспечивая требования к точности съемки горных выработок при ОРПИ (см. подраздел 2.1).

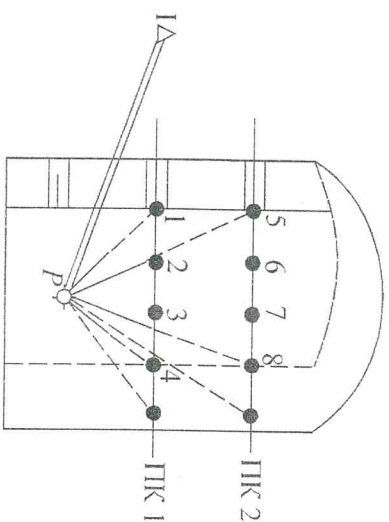


Рис. 5.10. Схема вынесения в натуру сетки скважин полярным способом:
1–8 – номера скважин
ПК 1
ПК 2

5.2.4. Контроль выполненных буровых работ

После обуривания блока выполняют тахеометрическую съемку скважин, определяют их глубину и величину перебура, а также измеряют расстояния от первого ряда скважин до верхней бровки уступа для определения величины линии сопротивления по подшве.

Глубину скважин и уровень воды в скважине определяют рулеткой с подвешенным грузом или при помощи троса с грузом,

разделенного на дециметры. Измерение глубин наклонных скважин целесообразно производить телескопической дюралевой трубкой со звеньями 2–2,5 м. В настоящее время для измерения глубин скважин используют также лазерную рулетку.

По скважинам первого ряда составляют поперечные профили с нанесением на них контактов различных пород, а также другие детали, вошедшие в сечение. Эти профили позволяют с достаточной точностью определять длину линии наименьшего сопротивления по подшве и величину перебура. Неправильно пробуренные по глубине и направлению скважины бракуют.

При маркшейдерском контроле бурения наклонных скважин измеряют угол между створом сетки и осью скважины, обlique скважин приводит к подрыву соседней скважины, а расхождение забоев соседних скважин – к выходу негабарита.

Контроль бурения наклонных скважин производят специальными приспособлениями, состоящим из четырех пластиковых трубок, соединенных нитью по осям трубок на расстоянии 150–200 мм [18]. Вместо трубок используют также шары или другие предметы круглой формы. Трубки (шары) на нити опускают в скважину, где за счет круглой формы и силы тяжести они располагаются в ложе скважины – таким образом определяют линию оси пробуренной скважины. Магнитный азимут оси скважины определяют путем совмещения грани горного компаса с осью скважины (линия, образованная трубками прибора). Азимут сетки скважин определяют также горным компасом, при этом визируют на створ сетки скважин. Разница между азимутом сетки скважин и осью скважины дает угол отклонения оси скважины от проектного положения (от створа сетки скважин).

Вместо горного компаса возможно использование *ориентир-буссоли*. В этом случае замер производят также при помощи приспособления, состоящего из трубок, но для увеличения точности замера азимутов используют ориентир-буссоль (рис. 5.12), которую крепят на подвижной пластине, вращающейся на прочной основе, закрепленной в центре круговой шкалы большого диаметра. Пластина имеет визирное окно, ориентированное через центр вращения и начало шкалы. Шнур с шариками также крепят к прозрачной пластине в центре вращения. Опустив шары на шнуре в ложе скважины, оператор ориентирует ось окна пла-

стины по направлению оси скважины, вращает подвижную пластину с *ориентир-буссолью* до момента установки магнитной стрелки в направлении на север и берет отсчет по шкале с возможной точностью. Ориентируя визирное окно по оси ряда скважин, оператор определяет магнитный азимут оси ряда скважин. Разность измеренных магнитных азимутов оси скважины и ряда скважин дает угол отклонения оси скважины от проектного положения.

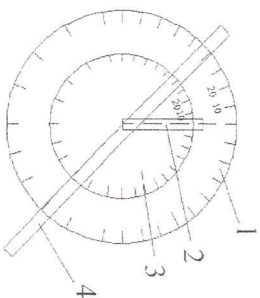


Рис. 5.11. Замер угла отклонения скважины с помощью ориентир-буссоли:

1 — шкала; 2 — визирное окно; 3 — подвижная пластина с линией взятия отсчета; 4 — ориентир-буссоль

По измеренным значениям глубины скважины, азимута оси и угла отклонения оси скважины от оси ряда скважин определяют положение забоя каждой скважины блока. Местоположение скважин наносят на масштабную схему или план горных работ.

Согласно исследованиям, проведенным на предприятиях Южного Кузбасса, замер угла отклонения скважины от проектного положения целесообразно проводить при ее глубине более 25 метров.

В связи с развитием спутниковых навигационных систем появилась возможность использования их для контроля буровых станков. Приемник устанавливается на буровом станке и, используя дифференциальную коррекцию спутникового радиосигнала в режиме реального времени, непрерывно вычисляют координаты стрелы станка. Система управления работает круглосуточно и при любых погодных условиях, поэтому работа не поддерживается плохой погодой или отсутствием маркшейдера на участке. Буровые станки передвигаются по запланированной сетке бурения без разметки ее на местности, что позволяет повысить точность и производительность буровых работ и уменьшить нагрузку на маркшейдера.

5.2.5. Детальная съемка результатов взрывания

После проведения взрывных работ выполняют съемку взорванного блока, а также съемку профиля уступа. Профильную съемку можно выполнить электронным безотражательным тахеометром или электронной рулеткой. Съемка откоса уступа при отсутствии этих приборов может быть сделана также с помощью эклиметра и прикрепленной к нему рулетки или телескопической штанги.

Для выполнения съемки с помощью эклиметра (рис. 5.12, а) его устанавливают на верхней бровке уступа, затем измеряют угол наклона на характерную точку и специально приспособленной для этих целей рулеткой — расстояние до точки визирования. Чтобы измерить длину, к концу рулетки прикрепляют груз и шнур и этот конец опускают на откос уступа. Рабочий, стоящий на верхней бровке, спускает конец рулетки, второй, находящийся на подошве уступа, при помощи шнура натягивает рулетку таким образом, чтобы ее начало совпало с измеряемой точкой.

Съемка телескопической штангой с подвешенной к ее концу рулеткой (рис. 5.12, б) заключается в том, что с конца штанги через ролик до характерной точки откоса опускают рулетку с грузом. При этом измеряют: по штанге — горизонтальное расстояние от верхней бровки до конца штанги и по рулетке — вертикальное расстояние от штанги до поверхности откоса.

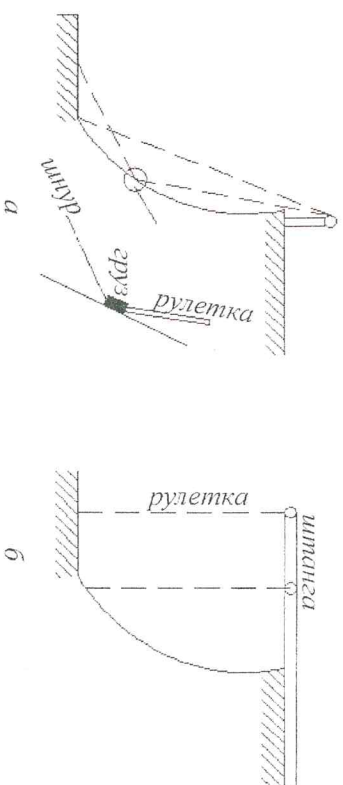


Рис. 5.12. Схема съемки профиля уступа:

а — с помощью эклиметра; б — с помощью телескопической штанги

По поперечным профилям способом вертикальных параллельных сечений или с помощью объемной паiletки определяют объем взорванной массы, ширину и угол развала, линию верхней бровки и угол верхней части откоса уступа, а также коэффициент разрыхления пород.

5.2.6. Оценка качества взрыва

По результатам съемки взорванного блока производят оценку качества взрыва, при этом определяют следующие показатели:

$$V_{\text{в.м}} = \left[0,5(d + W) + b \left(n_r - 1 \right) \right] ah_y, \quad (5.3)$$

где d — расстояние от верхней бровки уступа до первого ряда скважин, м; W — линия сопряжения по подониве; a , b — соответственно расстояние между скважинами и между рядами скважин, м; n_r — число рядов скважин; h_y — высота уступа, м;

$$l > 0,5\sqrt{V}, \quad (5.4)$$

где l — максимальный размер кусков после взрыва, м; V — вместимость ковша экскаватора, м³;

— коэффициент разрыхления пород

$$k = \frac{V}{p \frac{V_{\text{в.м}}}{\Pi}}, \quad (5.5)$$

где $V_{\text{в.м}}$ — объем блока взорванных пород, м³; V_{Π} — объем пород этого же блока в целике, м³;

— удельный расход взрывчатых веществ, кг/м³

$$q = \frac{\sum Q_i}{V_{\text{в.м}}}, \quad (5.6)$$

где Q_i — количество взрывчатого вещества в отдельной скважине, кг;

— выход взорванной горной массы с 1 м скважины, м³

$$\nu = \frac{V_{\text{в.м}}}{L_{\text{п.м}}}, \quad (5.7)$$

где $L_{\text{п.м}}$ — суммарная длина скважин на блоке, м.

5.3. Маркшейдерское обеспечение формирования породных отвалов

При разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом общий объем вскрышных пород, подлежащих перемещению в отвал, как правило, превышает объем добычаемого при этом полезного ископаемого. Поэтому состояние и работа отвального хозяйства решают общую задачу эффективности разработки полезного ископаемого открытым способом.

Отвалы формируют за пределами карьерного поля — внешние или в отработанной части карьера — внутренние. В зависимости от оборудования, используемого для перемещения вскрышных пород, и направления их перемещения различают следующие системы разработки: бестранспортная (перемещение пород в объеме внутреннего отвала без применения колесного транспорта) с непосредственной перевалкой вскрышных пород механическими лопатами и драглайнами (рис. 5.13, а) или с кратной экскаваторной перевалкой (с частичной переэкскавацией) вскрышных пород (рис. 5.13, б); с перемещением вскрышных пород в отвалы коньковыми отвалообразователями (рис. 5.13, в); с частичным транспортированием пород на внутреннее и внешнее отвалы (рис. 5.13, г); с перемещением всей породы во внутреннее отвалы колесным транспортом (рис. 5.13, д).

Строительством внешних породных отвалов занимается в сооружении отвальных насыпей и доведения их высоты до проектной отметки, создании фронта отвальных работ, а также в прокладке транспортных путей.

В зависимости от применяемого при отвалообразовании оборудования и средств транспорта отвальные насыпи возводятся различными способами, например механической лопатой или драглайном из привезенных пород вскрыши.

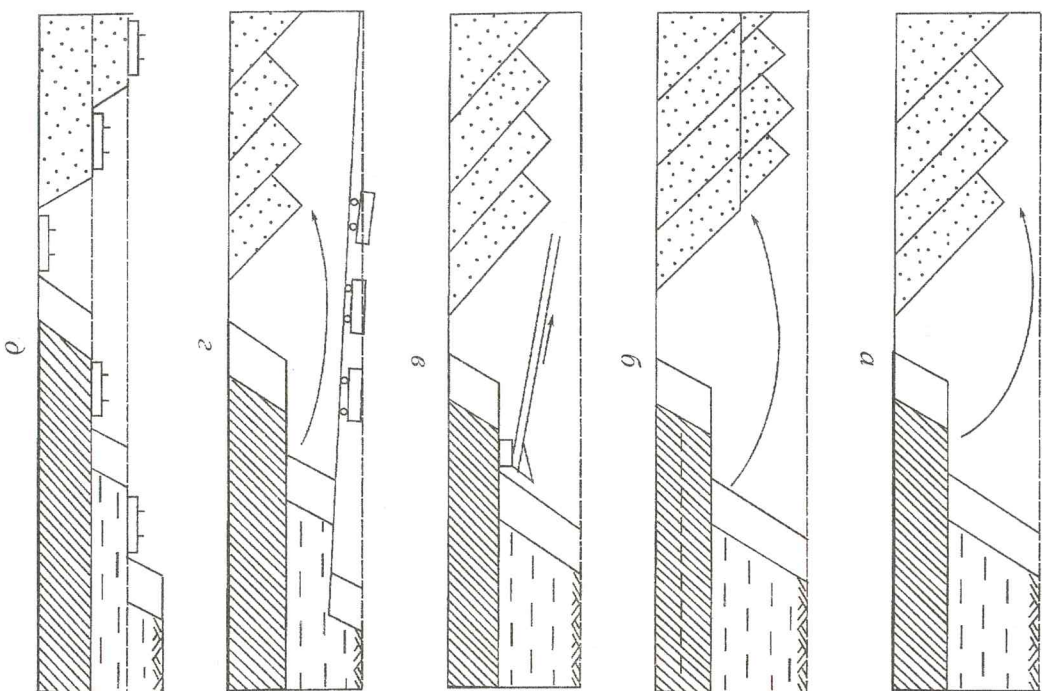


Рис. 5.13. Схема системы разработки с внутренними породными отвалами

При формировании отвалов на косогоре площадки первоначального фронта разгрузки пород в 1-2 и более уступов обеспечиваются путем проведения по соответствующим изолиниям косягора полугораншей (рис. 5.14).

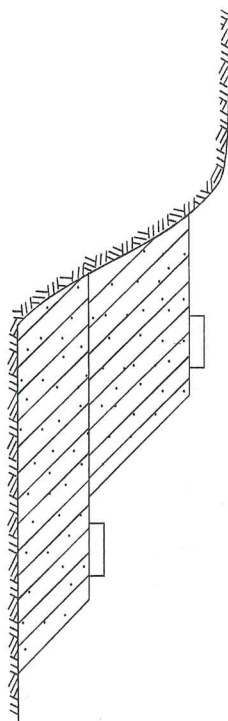


Рис. 5.14. Схема формирования отвала по склону горы

При строительстве карьеров с внутренними отвалами часть вскрыши подготовляемого фронта горных работ складировуют во временных отвалах, расположенных у нерабочего борта, или транспортируют к границе погашения карьера. Временные породные отвалы впоследствии используются для заполнения оставшегося выработанного пространства карьера при его ликвидации.

До начала проведения капитальных выработок и ведения вскрышных работ на отведенных земельных участках под породные отвалы производят детальную топографическую съемку в масштабе 1:1000. На породных отвалах выполняются следующие маркшейдерские работы: расчет приемной способности и фронта разгрузки породных отвалов; трассирование, разбивка и профилирование транспортных путей; планово-высотная съемка; наблюдения за деформациями породных отвалов; определение мощности и объемов удаляемого почвенного слоя на площадях, отведенных под внешние отвалы, и определение объемов работ по складированию вскрышных пород в отвалы.

Под приемной способностью отвалов понимают объем породы, который можно разместить на площади, отведенной под отвал. При размещении пород вскрыши во внешнем отвале, общую площадь S_0 отвала или отдельного яруса определяют по формуле

$$S_0 = \frac{k \cdot V}{H_{cp}}, \quad (5.8)$$

где k_p — коэффициент разрыхления породы; V_v — объем вскрыши за календарный срок (месяц или год), m^3 ; H_{cp} — средняя высота отвала с учетом рельефа местности, м.

Высота внешних породных отвалов и отдельных уступов в зависимости от условий и рельефа местности, применяемых отвалоборозователей и физико-механических свойств пород, поступающих в отвал, колеблется в широком диапазоне от 8–15 до 30–50 м и более.

При железнодорожном транспорте пород и бортовой разгрузке составов в отвальных тупиках развитие отвалов может быть колцевым и веерным.

Приемная способность отвального тупика между двумя смежными передвижками путей составляет

$$V_{\tau} = l_{\tau} N_0 a, \quad (5.9)$$

где l_{τ} — длина отвального тупика, м; N_0 — высота отвала (яруса), м; a — шаг передвижки рельсовых путей.

При автомобильном транспорте, вблизи верхней бровки отвального уступа, для тупикового разворота машин и подачи их задним ходом к пункту разгрузки (под откос или у откоса) временные отвальные дороги расширяются в площади. Поэтому развитие отвальных уступов и отвала в целом возможно в любом радиальном направлении, в том числе и по всему отвальному фронту.

При прокладке железнодорожных путей и автодорог на самих отвалах необходимо учитывать последнее уплотнение пород и оседание поверхности отвала. Поэтому при профилировании пути в сторону развития отвала обязательно вносят поправку, несколько увеличивающую проектный подъем пути.

Маркшейдерскую съемку как внутренних, так и внешних отвалов проводят на основе существующей опорной маркшейдерской сети пунктов карьера. При постепенном увеличении площади, занятой отвалами, опорные пункты в виде отдельных вставок или несложной аналитической сети из 2–3 и более пунктов создают на поверхности самих отвалов. При этом места для закладки центров выбирают на наиболее давних уплотнившихся отвальных участках.

В качестве съемочного обоснования на поверхности отвалов используют геодолитные ходы, проложенные между опорными пунктами, геодезические засечки (прямые и обратные) с переходными точками. При относительно равной поверхности отвалов

разбивают сетку квадратов, которую постепенно от центра к периферии развивают по мере увеличения отвала.

Элементами детальной маркшейдерской съемки породных отвалов являются верхние и нижние бровки отвальных уступов (ярусов), поверхность отвалов, железнодорожные пути и стрелочные переводы или автомобильные дороги, а также деформированные участки отвалов (оползни, оплывины, просадки и др.).

Детальную съемку породных отвалов можно производить теми же способами, что и съемку уступов: тахеометрическим, ординатным, наземным стереофотограмметрическим, аэрофотограмметрическим, а также способом лазерного сканирования (см. раздел 2).

Для съемки отвалов возможно использование GPS приемников. При этом съемку целесообразно производить в режиме "кинематика", такая съемка имеет ряд преимуществ: не требуется видимость на пункты опорного обоснования, которые могут находиться на расстоянии до 20 км от отвала; исключаются все ошибки, характерные для традиционных методов (погрешности наведения, взятия отсчетов, инструментальные ошибки); минимальны затраты времени на съемку и обработку данных; координаты представлены в электронном виде с возможностью их дальнейшей обработки, например в СРЕДО, с построением трехмерной модели и автоматизированным подсчетом объемов.

На породных отвалах не реже двух раз в год производят нивелирование железнодорожных путей, а при автомобильном транспорте — дорог. Профиль железнодорожных путей на отвалах проверяют техническим нивелированием.

Планы породных отвалов составляют в проекции с числовыми отметками и произвольным ориентированием сетки координат относительно сторон листа с таким расчетом, чтобы участок поверхности в пределах проектного контура отвала размещался на одном листе.

Более подробно с маркшейдерскими работами при формировании отвалов можно ознакомиться в книге [10].

5.4. Маркшейдерские работы при рекультивации нарушаемых горными работами земель

5.4.1. Общие сведения о рекультивации

Проблема охраны природы — острейшая проблема современности. Добыча полезных ископаемых всегда ведет к нарушению земной поверхности. Земли, нарушенные в результате ведения горных работ, не могут в последующем использоваться по первоначальному назначению без проведения специальных мероприятий (рекультивации), позволяющих восстановить хозяйственную ценность земель. Рекультивация является частью проблемы охраны природы. Восстановлением нарушенных земель занимаются многие специалисты: земледельцы и лесоводы, ландшафтовики и специалисты садово-паркового искусства, агрохимики и агрохимики, ботаники и биологи, почвоведы и мелиораторы, и, конечно, горные инженеры. Именно горные инженеры, владеющие технологическими процессами горного производства, обязаны обеспечить рациональное использование природных ресурсов и охрану окружающей среды при ведении горных работ.

Рекультивацию для сельскохозяйственных, лесохозяйственных и других целей, требующих восстановления плодородия почв, осуществляют последовательно в два этапа.

Первый этап — **технический** — предусматривает выполнение грубой и чистой планировки поверхности нарушенных земель, влагоживание и террасирование откосов отвалов и бортов карьерных выемок, селективное снятие, хранение и нанесение потенциально плодородных пород (ППП) и плодородного слоя почвы (ПСР), засыпку породой или затопление водой карьерных выемок, строительство дорог, гидротехнических сооружений, а также проведение других работ, создающих необходимые условия для дальнейшего использования рекультивированных земель по целевому назначению или для проведения мероприятий по восстановлению плодородия почв (биологический этап).

Второй этап — **биологический** — предусматривает проведение комплекса агротехнических и фитомелиоративных мероприятий (посадку деревьев и кустарников, посев многолетних

трав, восстановление флоры и фауны и т. д.), направленных на улучшение агрофизических, агрохимических, биохимических и других свойств почвы.

В соответствии с Постановлением Правительства Российской Федерации от 23.02.94 № 140 "О рекультивации земель, снятии, сохранении и рациональном использовании плодородного слоя почвы" рекультивация земель, нарушенных юридическими лицами и гражданами при разработке месторождений полезных ископаемых, осуществляется за счет собственных средств юридических лиц и граждан в соответствии с утвержденными проектами рекультивации земель.

Проекты рекультивации разрабатывают проектные организации и согласовывают с будущим землепользователем.

В соответствии с ГОСТ 17.5.1.02-85 "Охрана природы. Земли. Классификация нарушенных земель для рекультивации" рекультивацию нарушенных земель осуществляют с целью восстановления их для нужд народного хозяйства (табл. 5.1).

Выбор оптимального направления рекультивации производят при разработке проекта в соответствии с существующими условиями и оценкой экономической эффективности различных направлений рекультивации нарушенных земель.

При производстве технического этапа рекультивации земель, нарушенных открытыми горными работами, в зависимости от их состояния и направления рекультивации выполняют следующие виды работ:

Селективная выемка и раздельное хранение потенциально плодородных пород (ППП) и плодородного слоя почвы (ПСР).

При формировании отвалов размещение скальных пород в нижней части отвала, а ППП — в верхней.

Формирование отвалов вскрышных пород рациональной геометрической формы (крут, квадрат).

Физико-химическая мелиорация (известкование, гипсование) пород не пригодных по химическому составу для биологической рекультивации.

Планировка рекультивируемых площадей и укладка на спланированную поверхность ППП и ПСР.
Ликвидация послеосадочных явлений.

Таблица 5.1

Направления рекультивации нарушенных земель по ГОСТ 17.5.1.02–85

Направления	Виды использования земель	Условия освоения земель
1. Сельскохозяйственное	Пашни Сенокосы, пастбища Многолетние насаждения	Создание уклонов (i) рекультивируемой поверхности и покрытие ее потенциально плодородными почвами (ППП) и плодородным слоем пород (ПСП): $i < 2^\circ$, ППП – 0,5–1,0 м + ПСП – 0,3 м $i = 2-4^\circ$, ППП – 0,3–0,8 м + ПСП – 0,2 м $i > 5^\circ$, ППП – 2,0 м в ямы
2. Лесохозяйственное	Лесонасаждения общего хозяйственного и полезационного направления, лесопитомники	Создание продольного ($i_{пр}$) и поперечного ($i_{поп}$) уклона платообразной поверхности: $i_{пр} = 10^\circ$, $i_{поп} = 4^\circ$, ППП – 2,0 м в ямы; угол откоса борта 18° , отвала – 25°
3. Водохозяйственное	Рыбо-птицеводство	Создание мелководной зоны протяженностью вдоль водоема 30–100 м путем выполаживания борта на глубину до 2 м Условия не регламентированы
4. Рекреационное	Производственно-технические водоемы (отстойники, шламохранилища) Водоемы спортивно-оздоровительные Охотничьи угодья, туристические базы	Выполаживание береговой зоны в глубину до 2 м, выполаживание на расстояние до 10 м и покрытие слоем (не менее 0,5 м) песка пляжной зоны Условия регламентированы требованиями СНиП для соответствующих объектов
5. Строительное	Строительство зданий и сооружений промышленного назначения	Условия регламентированы требованиями СНиП для определенного объекта
6. Природоохранное и санитарно-гигиеническое	Защитно-ветровые участки, противозеро-зидные лесонасаждения, самозарастание	Условия не регламентированы

128

Придание откосам бортов карьеров и отвалов устойчивой формы (выполаживание и террасирование).

Устройство искусственных водоемов и создание мелководной зоны.

Засыпка выработанного пространства пустой породой.

Защита рекультивированных площадей от водной эрозии и заболачивания.

Строительство и содержание подъездных дорог.

Подготовка площадей под застройку.

Устройство дренажной сети (на внутренних отвалах с высоким уровнем грунтовых вод при сельскохозяйственной и лесохозяйственной рекультивации).

Любой вид работ технического этапа рекультивации не может быть выполнен на должном уровне без участия маркшейдерской службы. Маркшейдерская служба обеспечивает выполнение работ по рекультивации на стадиях проектирования, эксплуатации и консервации (ликвидации) горных предприятий.

5.4.2. Маркшейдерские работы горнотехнического этапа рекультивации

1. Создание (реконструкция) опорного и съемочного обоснования

Съемочное обоснование выполняем теми же способами, что и при ведении открытых горных работ: геодезические засечки, полирный, теодолитный ход, микрориангуляция, экскурсационная сетка, профильные линии. Требования к методике и точности выполнения этих работ приведены в подразд. 1.3.

2. Съемочные работы

Съемку нарушенных площадей земной поверхности выполняют до начала рекультивации с целью составления проектных чертежей по выполнению технического этапа рекультивации. На этапе реализации проектных решений съемку выполняют для составления графического материала, а также определения объемов выполненных работ по рекультивации на этапе грубой и чисто-

129

вой планировки поверхности. После завершения работ по рекультивации маршей деревяная съемка обеспечивает контроль исполнения проектных решений и составление графических материалов рекультивированной территории. Съемочные работы выполняются теми же способами (тахеометрический, ординатный, наземный стереофотограмметрический, воздушный, лазерного сканирования), которые применяются при ОРТИ, обеспечивая требования к точности, изложенные в разделе 2.

В силу специфики техногенного рельефа (запожаренные участки отвалов вскрышных пород, гребневидные отвалы при бестранспортной системе разработки, провалы земной поверхности от подземных горных выработок и др.) иногда традиционные способы съемки невозможно использовать, и в этом случае применяют упрощенные – способ угловой засечки и графический, а также допускается проведение съемки GPS-навигатором.

Графический способ

Вокруг контура отвала прокладывают замкнутый теодолитный ход (рис. 5.15). Производят съемку основания отвала урочным способом (например, ординатным).

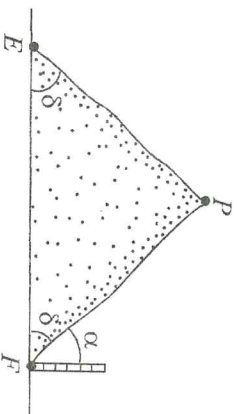


Рис. 5.15. Схема графического способа определения угла откоса отвала

По результатам ординатной съемки составляют план контура основания отвала. Угол α определяют по фотоснимкам откоса с вертикально установленной по уровню нивелирной рейкой в его основании. Угол откоса отвала вычисляют, как $\delta = 90^\circ - \alpha$, а затем строят сечения отвала по вычисленным углам δ и графически определяют высотные отметки характерных точек на отвале.

Способ угловой засечки

Работу выполняют одновременно двумя теодолитами, установленными на пунктах С и D (рис. 5.16).

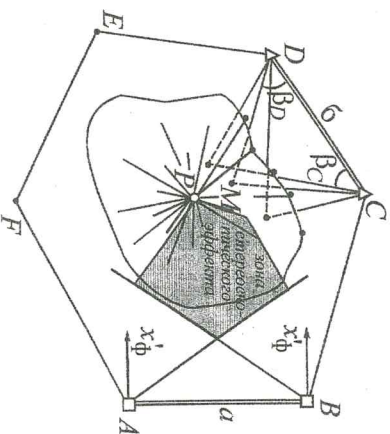


Рис. 5.16. Схема съемки недоступных мест способами:
а – фотограмметри; б – угловой засечки

Высотную отметку недоступной для непосредственных измерений точки $M (Z_M)$ вычисляют для контроля от двух пунктов С и D по формуле

$$Z_M = Z_C + i + l_{CM} \operatorname{tg} \delta_C, \quad (5.10)$$

где Z_C – высотная отметка пункта, на котором установлен теодолит, м.

3. Планировочные работы

Одной из важнейших задач технического этапа рекультивации является составление горной графической документации, связанной с проектированием поверхности. При этом выделяют основную и стигиальную горно-графическую документацию. К основной горно-графической документации относят:

- топографический план поверхности с элементами нарушенности земель в результате ведения горных работ;
- сводно-совмещенные планы горных выработок карьера в масштабе 1:1000–1:5000;
- планы отвалов, хвостохранилищ, отстойников и др.;
- сечения по профильным линиям (профили) через различные ранние густые пикеты при съемке (горных выработок – через 20–25 м, отвалов – через 50–100 м).

Содержание *специальной* горно-графической документации зависит от вида и объекта рекультивации. Используя исходные планы и профили, отражающие фактическое положение горных выработок, строят проектную поверхность. На профиле проектно-поверхностно обрабатывают в виде контура с морфометрическими параметрами, рекомендованными "Методическими указаниями..." [11], на плане — в виде изолиний проектной поверхности. Кроме того, составляют отдельный план, отображающий состояние земель, и топографический план местности после проведения рекультивационных работ и благоустройства территории.

С целью придания техногенному рельефу уклонов, допустимых для использования нарушенных земель в народном хозяйстве, выполняют вертикальную планировку. Под вертикальной планировкой понимают совокупность работ по преобразованию существующего рельефа местности в проектный, отвечающий требованиям его освоения. Согласно ГОСТ 17.5.1.01-83 [7], выделяют следующие виды планировки:

— *слитная* — выравнивание поверхности с уклонами, допустимыми для сельскохозяйственного или механизированного лесохозяйственного освоения;

— *частичная* — выборочное выравнивание поверхности, обеспечивающее создание благоприятных условий для целевого освоения земель;

— *выползкавание откосов* — земляные работы с целью уменьшения углов откосов отвалов и бортов карьерных выемок; выполняющие откосов может быть сплошным или террасным.

Планировку поверхности выполняют в два этапа:

1 этап — *грубая планировка*, проводят предварительное выравнивание поверхности с выполнением основного объема земляных работ;

2 этап — *чистовая планировка*, проводят после осадки отвала (через 1-1,5 года после окончания отсыпки) перед нанесением ПСН, ПШН или перед производством лесопосадочных работ.

Рассмотрим состав планировочных работ для различных объектов техногенного рельефа.

Планировка отвалов

Планировочные работы на отвалах состоят из планировки поверхности отвала и откосов. Грубую планировку рекомендуются проводить в процессе ведения горных работ. При чистовой планировке поверхности отвала необходимо поддерживать уклоны, рекомендуемые в прил. 2 "Методических указаний..." [11]; поверхности придадут односторонний либо двусторонний уклон в сторону непронутых земель. Для определения объема земляных работ по планировке поверхности отвала и вынесения проектной поверхности в натуру составляют картограмму земляных работ.

Планировку откосов отвалов производят способом выползкавания (рис. 5.17), если их высота не превышает 15 м, и способом террасирования при высоте более 15 м [11].

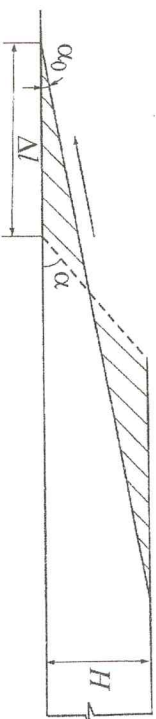


Рис. 5.17. Схема выползкавания откоса "сверху вниз"

При планировке откосов отвала строят поперечные профили через 50-100 м и один или два продольных профиля для привязки поперечников. Затем определяют число террас по формуле

$$n = H / h_T, \quad (5.11)$$

где n — число террас; H , h_T — высоты соответственно отвала террасы, м.

Затем на прозрачной основе в масштабе профилей строят палетку, на которой проводят горизонтальные линии на расстоянии равном высоте террас и строят проектный контур террасированного откоса (рис. 5.18).

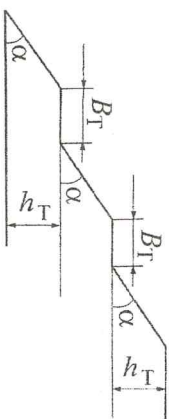


Рис. 5.18. Палетка для построения проектного контура террасированного отвала:
 h_T — высота террасы; B_T — ширина террасы; α — угол откоса подступа

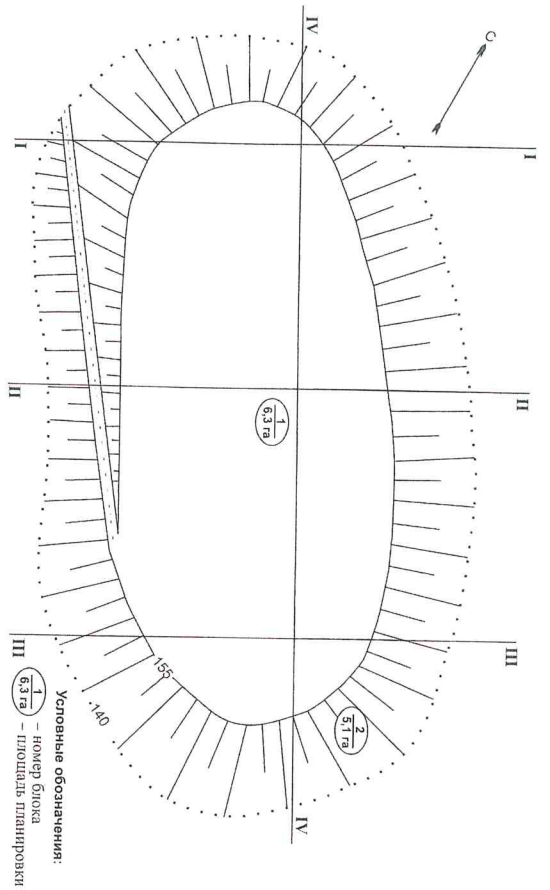


Рис. 5.21. План проектной поверхности выложенного отвала

Полный объем земляных работ по планировке откосов определяются способом вертикальных параллельных сечений, а по вертикальной планировке платообразной поверхности — с помощью картограммы земляных работ (рис. 5.22).

Для составления картограммы земляных работ по результатам маркшейдерской съемки строят фактическую поверхность отвала в изолиниях. По отметкам проектной поверхности, снятым с профилейных сечений, строят горизонтальную проектную плоскость (красным цветом). Затем на прозрачной основе разбивают сетку квадратов 50×50 м или 100×100 м и методом интерполяции в вершине каждого квадрата определяют проектные и фактические отметки. Справа от вершины квадрата подписывают проектные отметки красным, а фактические черным цветом. Вычисляют рабочие отметки и записывают их слева от вершины квадрата синим цветом. Насыпь со знаком плюс, а выемку со знаком минус. Между положительной и отрицательной отметками определяют положение линии нулевых работ. Площади срезки показывают штриховкой.

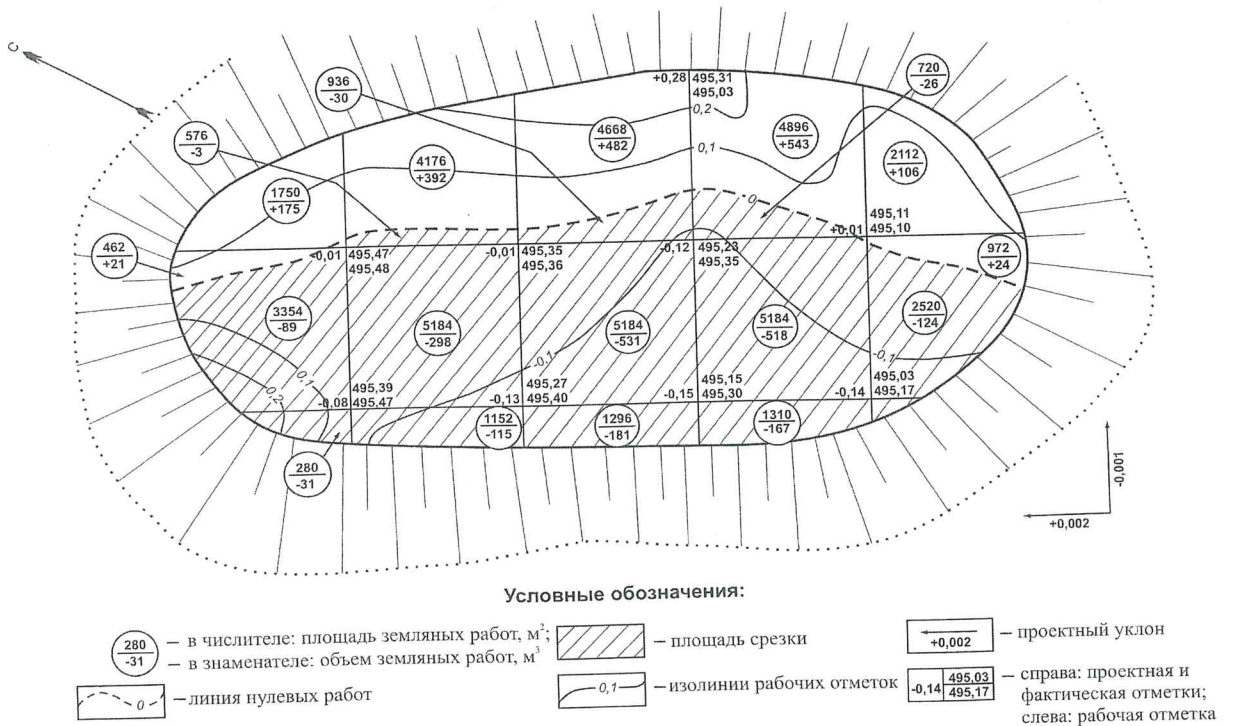


Рис. 5.22. Картограмма земляных работ при вертикальной планировке поверхности отвала

Переносят проектную линию на профиль красным цветом. Строят план проектной поверхности (рис. 5.24). Объем земляных работ при формировании профиля борта определяют способом вертикальных сечений.

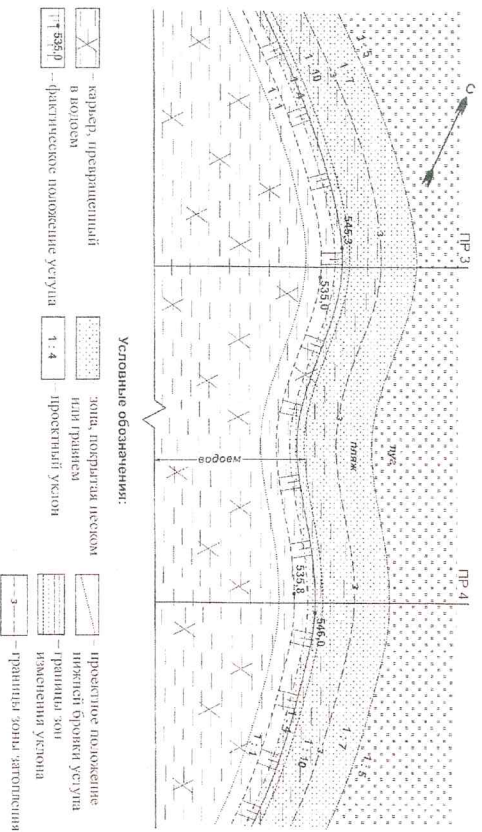


Рис. 5.24. План пляжной зоны водоема в открытом карьере

4. Контроль вертикальной планировки поверхности

В настоящее время предварительное выравнивание поверхности (грубая планировка) проводят параллельно с ведением открытых горных работ. На этом этапе выполняют основной объем земляных работ по переэскарпации. Через 1–1,5 года после окончания грубой планировки завершается процесс консолидации начальных пород и для успешного биологического освоения земель проводят чистовую планировку. От качественного выполнения работ по чистовой планировке поверхности зависит в целом успех работ по рекультивации.

Одной из важнейших задач маркшейдера на этом этапе является планировка платообразной поверхности и откосов. В практике маркшейдерских работ известно множество различных способов вынесения проектного уклона плоскости, применение

каждого способа зависит от наличия инструментов и требований к точности. Рассмотрим способы вынесения проектной плоскости в натуру.

Способ квадратов. В натуру вершины сетки квадратов выносят теодолитом и рулеткой (рис. 5.25), вначале разбивают две стороны под прямым углом по краю участка, затем два угла одного угла способом створа восстанавливают вершины углов сетки.

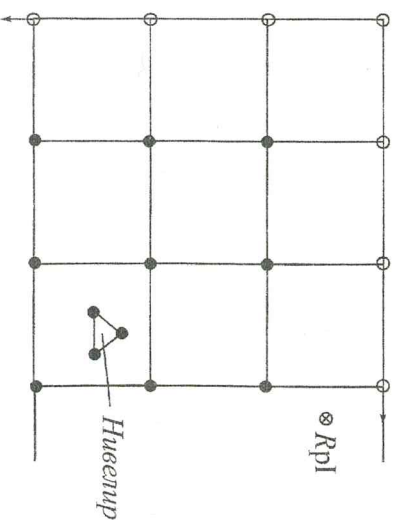


Рис. 5.25. Вынесение наклонной плоскости способом квадратов

Отсчеты по рейке в вершине квадратов вычисляют по формуле $b_i = \text{ПИ} - Z_{\text{пр}}$. Рейку устанавливают поочередно в вершинах квадратов и перемещают ее в вертикальной плоскости до отсчета (по средней нити нивелира) b_i . Под пятку рейки забивают колышек, в этом случае вершина (торец) колышка будет соответствовать проектной отметке плоскости в данной точке. По возможности колышки устанавливают с таким расчетом, чтобы их вершины соответствовали проектной поверхности отсыпанного слоя потенциально плодородных и плодородных пород.

Тахеометрический способ вынесения проектной плоскости в натуру используется при изображении проектной поверхности в виде изолиний (рис. 5.26).

В каждой вершине забивают колышек так, чтобы торец его соответствовал проектной отметке. Для этого на площадке устанавливают нивелир, на репер ($R_{р1}$) с известной отметкой — рейку и берут отсчет a_1 . Вычисляют горизонт инструмента $\text{ПИ} = Z_{R_{р1}} + a_1$.

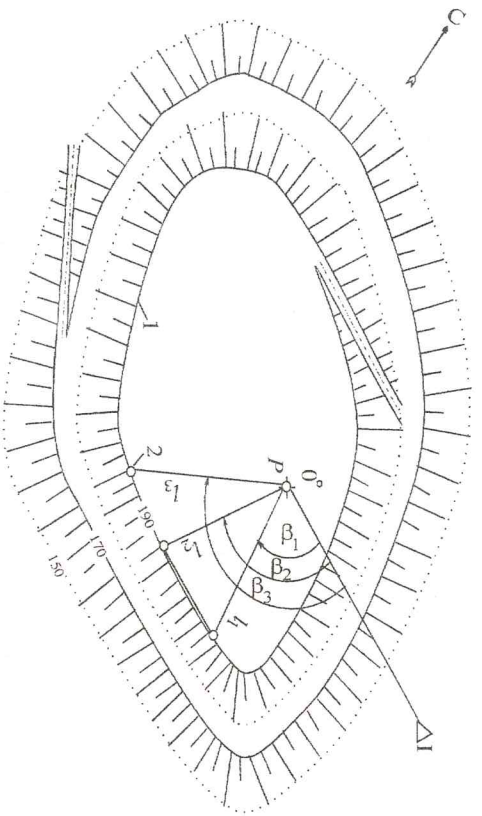


Рис. 5.26. Схема вынесения проектной плоскости тахеометрическим способом:

$\beta_1, \beta_2, \beta_3$; l_1, l_2, l_3 — полярные координаты; 1 — проектная изолиния; 2 — кольшки

Тахеометрический способ вынесения проектной плоскости в натуру заключается в следующем. На плане, вдоль изолиний проектной поверхности, намечают места расположения характерных точек через расстояния равные густоте пикетов при съемке (табл. 2.1). На площадке закрепляют пункт съемочной сети (станцию), выполняют его привязку к пунктам опорной сети (см. подраздел 1.3) и определяют координаты станции. Наносят станцию на план и снимают полярные координаты характерных точек, расположенных на изолиниях проектной поверхности (горизонтальный угол β_i и расстояние l_i). По этим данным с помощью электронного тахеометра (или теодолита и рулетки) характерные точки изолинии проектной плоскости выносят в натуру и закрепляют кольшками. Установку вершин кольшков на проектную отметку выполняют с помощью электронного тахеометра (или нивелира) аналогично способу квадратов, рассмотренному выше.

Современные способы производства земляных работ влекут за собой утерю точек разбивки, необходимость их периодического восстановления. Поэтому для оперативного контроля отсыпки

грунтов на площадке часто используют Т-образные визирки, представляющие собой две деревянные рейки, скрепленные в виде буквы Т. При длительном и частом использовании визирок целесообразно изготовить стационарные металлические визирки (рис. 5.27).

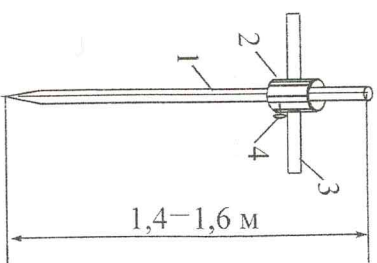


Рис. 5.27. Стационарная металлическая визирка:

1 — штырь; 2 — муфта; 3 — горизонтальная планка; 4 — зажимной винт

Стационарные визирки (не менее 4-х) устанавливаются на границе площадки, где выполняется вертикальная планировка, при этом верхние грани горизонтальных планок находятся над проектной плоскостью на высоте около 1 м. Контроль правильной планировки в вертикальной плоскости осуществляют при помощи переносной визирки в следующем порядке. В створе двух стационарных визирок ставят вертикально переносную визирку, наблюдатель визирует по верх планок трех визирок (рис. 5.28).

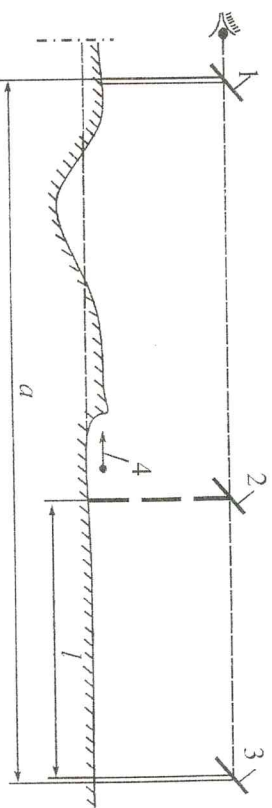


Рис. 5.28. Контроль вертикальной планировки с помощью Т-образных визирок:

1, 3 — стационарные (направляющие) визирки; 2 — переносная (ходовая) визирка; 4 — направление перемещения земляной машины

Если три визирки образуют одну линию, значит, переносная визирка находится на проектной отметке. Если верх переносной визирки выше или ниже линии, образованной стационарными визирками, то пятка этой визирки находится соответственно выше или ниже проектной отметки. Для удобства пользования переносной визиркой ее закрепляют на крестовине. Высоту переносной визирки определяют как разность отметки верха постоянной визирки и проектной отметки планируемой поверхности в месте установки постоянной визирки.

Для оперативного контроля планировки наклонной плоскости целесообразно на площадке устанавливать нивелир таким образом, чтобы визирная ось зрительной трубы была параллельна проектной плоскости. Достигают этого следующим образом. По контуру на границе площадки выносят четыре точки (A, B, C, D) на проектные отметки (рис. 5.29).

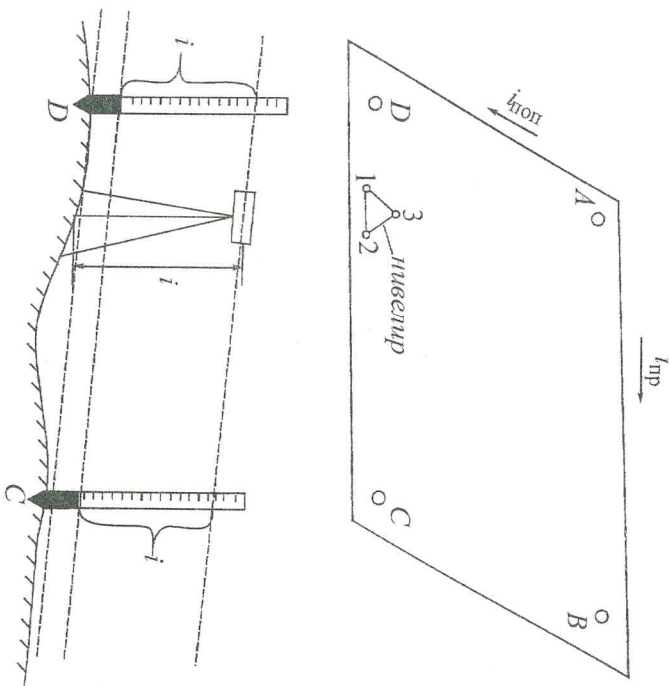


Рис. 5.29. Схема установки визирной оси нивелира параллельно наклонной плоскости

Рядом с одной из точек устанавливают нивелир, два винта которого (1 и 2) параллельны продольному углу, а винт 3 — поперечному. Измеряют высоту инструмента (i). В точку C ставят рейку и винтами 1 и 2 наклоняют площадку трегера, пока отсчет по средней нити будет равен высоте инструмента (i). Переносят рейку в точку D , отсчет по рейке должен быть равен высоте инструмента (i). Затем устанавливают рейку в точку A и винтом 3 наклоняют площадку трегера, пока отсчет по рейке станет равным высоте инструмента (i). Для контроля устанавливают рейку в точке B , отсчет должен быть равен высоте инструмента (i).

5. Выполнение уклона кривая

В процессе выполнения уклона карьера выносят в натуру профили (рис. 5.30, a) через расстояние равное высоте пикетов при съемке (20–50 м) и закрепляют их кольями или деревянными столбиками (4). На кольях указывают номер поперечника. Направление заоткоски уступа задают при помощи откосника, который устанавливают на верхней либо на нижней площадке уступа (рис. 5.30, a). Откосник (3) представляет собой планку, прибитую к двум забитым в землю кольям под проектным углом наклона.

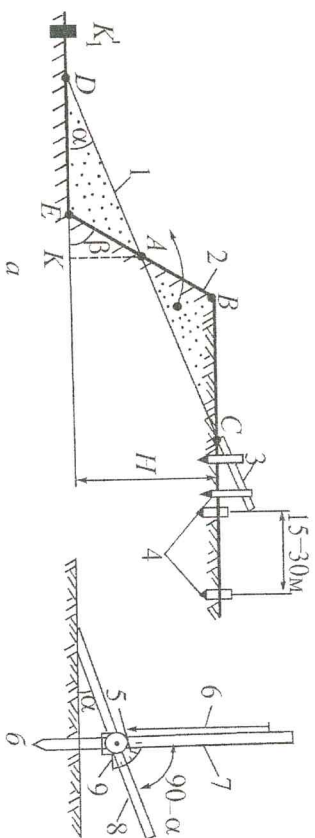


Рис. 5.30. Схема заоткоски бортов карьеров (уступов):

a — общая схема; b — шаблон для установки откосника; 1 — проектный контур; 2 — фактический контур; 3 — откосник; 4 — створные колья по профилю; 5 — полукруг с градусными делениями; 6 — отвес; 7 — стойка; 8 — рейка; 9 — хомутки

Откосники устанавливаются используя специальный шаблон (рис. 5.30, б), который изготавливается из дерева или металла. Шаблон представляет собой вертикальную стойку (7), устанавливаемую с помощью отвеса (6); полукруг (5) с градусными делениями и легкую рейку (8), которую через хомутки (9) с зажимным винтом устанавливают под проектным углом наклона.

Для оперативного контроля заоткоски уступов используют простейшие угломерные инструменты (рис. 5.31): горный компас (а), нивелир и две вертикальные устанавливаемые рейки (б); нивелир и две рейки, одну из которых устанавливают вертикально, а другую укладывают на поверхность откоса (в); углономер (г); шаблон-треугольник (д); подвесной полукруг (е), устанавливаемый в кабине бульдозера.

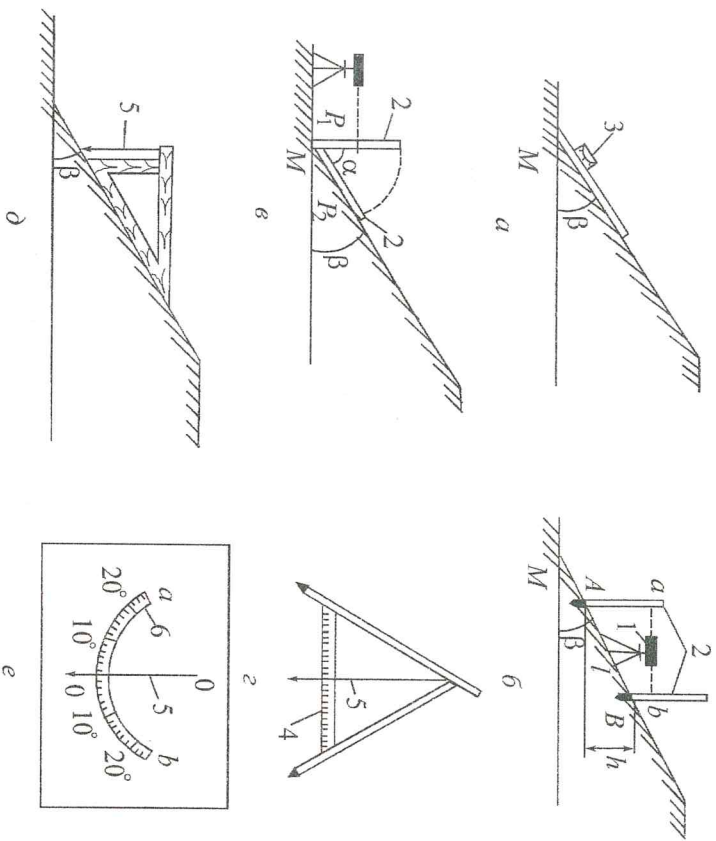


Рис. 5.31. Схемы контроля крутизны откосов: 1 — нивелир; 2 — нивелирные рейки; 3 — горный компас; 4 — планка-перекладина; 5 — отвес; 6 — шкала

6. Проектирование въездных дорог и съездов при планировке отвалов

При вылоаживании или террасировании отвалов для движения автомашин строят въездную дорогу с углом подъема не более 6°. Ширину дороги устанавливают исходя из параметров движущихся по ней автомашин.

Трассу въездной дороги располагают на откосах в виде пространственной спирали, опибающей контур отвала. Пространственное положение оси въездной дороги устанавливают на плане и профиле. План проектной поверхности отвала изображают в виде изолиний (рис. 5.32, а). На профиле (рис. 5.32, б) проводят горизонты, соответствующие отметкам изолиний, изображенных на плане. Из произвольно выбранной на нижнем горизонте точки А строят линию с заданным уклоном. Точки пересечения этой линии с горизонтами проектируют вниз и получают заложение оси трассы между смежными горизонтами. Откладывают последовательно эти заложения от точки А между соответствующими изолиниями на плане (рис. 5.32, а), получают положение оси трассы въездной дороги. От оси в соответствии с геометрическими параметрами отстраивают контур въездной дороги.

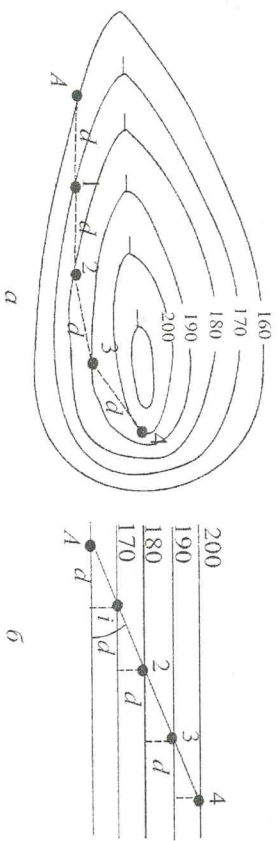


Рис. 5.32. Схема к расчету въездных дорог и съездов: а — план в изолиниях; б — профиль

7. Учет объемов земляных работ

Для учета объемов земляных работ при грубой и чистой планировке периодически выполняют маркшейдерские съемки.

Учет объемов выполняются способом вертикальных или горизонтальных сечений, а также другими способами, используемыми для определения объема горной массы при ведении открытых горных работ (см. подраздел 3.3).

8. Наблюдение за просадкой насыщенных пород

При засылке выработанного пространства пустой породой, а также планировке отвалов происходит консолидация пород, в результате чего на площадях поверхности проявляются деформации в виде просадок. Перед нанесением потенциально плодородных пород (ППП) и плодородного слоя почвы (ПСП) выполняются контроль просадок рекультивированной поверхности. Для этого закрепляют специальные наблюдательные станции в виде профильных линий или квадратов с опорными и рабочими реперами и ведут инструментальные маршейдерско-геодезические наблюдения геометрическим или тригонометрическими нивелированием. Сроки между сериями наблюдений принимают в зависимости от интенсивности просадочных явлений. Требования к закладке наблюдательных станций и программе наблюдений изучают в специальных курсах. После завершения просадочных явлений, наибольшая интенсивность которых отмечается в течение 6–10 мес., а для отдельных разновидностей пород может продолжаться до двух лет, производят исправление созданного микрорельефа.

9. Контроль соблюдения геометрических элементов проекта проекта

Контроль соблюдения геометрических элементов проекта (отметок, уклонов, контуров) выполняют в течение всего технического этапа рекультивации, выполняя исполнительную съемку. По результатам исполнительской съемки составляют планы и профили в том же масштабе, что и проектные чертежи. Совмещая проектные чертежи с материалами исполнительской съемки, определяют отклонения и сравнивают их с допустимыми, указанными в соответствующих СНиП (см. раздел 4).

6. ОСНОВНЫЕ СВЕДЕНИЯ ПО УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ

Характерной особенностью горнодобывающей промышленности России в настоящее время является преимущественно открытый способ добычи твердых полезных ископаемых.

Значительное увеличение глубины открытых выработок, разработка месторождений со сложными инженерно-геологическими и гидрогеологическими условиями, повышение требований к сохранности земель, привлекающих к открытым горным разработкам, рост цен на землю, отторгаемые горными отводами, и ряд других факторов ставят производящее предприятие перед необходимостью заниматься проблемой устойчивости бортов карьеров и отвалов. С устойчивостью бортов карьеров и отвалов связана безопасность ведения горных работ.

6.1. Общая характеристика природных и техногенных факторов устойчивости массива горных пород

Массив горных пород — это часть земной коры, вмещающая карьер, техногенные насыпи и оградительная зона, в которой собраны все инженерно-геологические явления, вызванные процессом добычи полезного ископаемого.

На устойчивость массива горных пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых влияет большое число факторов, которые условно делят на две группы: природные и техногенные (рис. 6.1).

К природным относят следующие подгруппы факторов: инженерно-геологические, гидрогеологические и физико-географические.

Инженерно-геологические факторы

Сейсмичность горных пород выделяют физические (влажность, плотность, водопроницаемость, морозостойкость); физико-химические (растворимость, пластичность, консолидация, набухание, размокание) и физико-механические (сцепление, трение).



Рис. 6.1. Факторы, определяющие устойчивость массива горных пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых

Напряженное состояние возникает в нарушенном горными работами массиве. Может привести к выдавливанию пород либо внезапным отскокам кусков породы (при воздействии тектонических сил).

Структурная неоднородность — изменчивость физических и механических свойств горных пород в различных точках массива, обусловленная неоднородностью состава и строения, анизотропией свойств и трещиноватостью.

Гидрогеологические факторы

В обводненных массивах горных пород напряженное состояние изменяется под воздействием гидростатических и гидродинамических сил, а также в результате увеличения плотности при росте их влажности.

Гидродинамическое давление возникает в результате сжатия пород отлага фильтрующейся воде и увеличивает сдвигающие напряжения. Наиболее значимое влияние оказывает на глинистые породы.

Гидростатическое давление проявляется архимедовыми силами вытеснения, которые уменьшают давление столба горных пород над возможной плоскостью скольжения, что приводит к уменьшению сил трения. Наибольшее влияние оказывает на породы с большим углом внутреннего трения (пески, супеси).

Поровое давление возникает при уплотнении водонасыщенных глинистых пород. При уплотнении породы необходимо отжим заключенной в порах воды, а так как проницаемость глинистых пород очень низкая, поровая вода принимает на себя часть приложенной нагрузки и в ней возникает дополнительное гидростатическое давление.

Суффозия проявляется в виде выноса фильтративным потоком мелких частиц неоднородного несвязного грунта из массива горных пород, что приводит к резкому снижению прочности пород (находящихся в трехфазном состоянии воздуха — порода — вода) и обрушению.

Физико-географические факторы

Атмосферные осадки приводят к обводнению массива гор-

ных пород, а потоки ливневых и талых вод размывают откосы песчано-глинистых пород. Под воздействием атмосферных осадков образуются ослабленные зоны в массиве отвала в виде мощных слоев снега или льда.

Температурный режим обуславливает процесс выветривания горных пород на откосах и их осыпание. Особенно интенсивно процесс выветривания развивается при многократном повторении цикла замораживания и оттаивания воды, находящейся в порах трещиноватых горных пород. При низкой отрицательной температуре воздуха прекращается фильтрация подземных вод, что приводит к снижению устойчивости отвалов.

Рельеф местности, ориентированный в сторону горных выработок, способствует стоку воды к борту и насыщению водой прибортовой зоны горных пород. При расположении отвалов на склонах рельефа формируются подопленные оползни по наклонному основанию.

К технологичным относят следующие подгруппы факторов: геометрические параметры карьера, способ вскрытия и система разработки, применяемое горноотрапспортное оборудование.

Геометрические параметры карьера

Углы наклона и высота борта – взаимосвязанные параметры, влияющие на безопасные условия ведения открытых горных работ. Пологие углы наклона при небольшой высоте борта позволяют исключить деформации, но при этом увеличивается объем вскрышных работ, следовательно, ухудшаются экономические показатели карьера. Поэтому необходимо выбирать оптимальные параметры, обеспечивающие безопасность ведения горных работ при минимальном коэффициенте вскрыши.

Форма карьера в плане может быть прямолинейной, вогнутой, выпуклой и комбинированной. Наиболее благоприятной по условиям устойчивости является вогнутая форма борта в плане. Форма профиля не существенно влияет на устойчивость, вместе с тем при выпуклой форме профиля борта обеспечивается более высокий коэффициент запаса устойчивости, чем при плоской и вогнутой.

Способ вскрытия и система разработки

Разуплотнение горных пород. При открытой разработке месторождений полезных ископаемых массивы горных пород разгружаются от давления вышележащей толщи. В процессе выемки горной массы вывобождается упругая энергия, накопившаяся под воздействием геостатической нагрузки, эта энергия расходуется на деформацию массива в зоне разуплотнения, образуя трещины. Снижается сопротивляемость горных пород сдвигу в зонах разгрузки и происходит смещение борта и дна карьера.

Направление и скорость продвижения фронта горных работ оказывают большое влияние на устойчивость выработок при наличии в массиве поверхностей ослабления в виде слоистости, крупных трещин, тектонических нарушений.

Технологические взрывы существенно снижают прочность массива, вызывая появление зон дробления, заколов, трещин и микротрещин в массиве горных пород.

Наличие подземных выработок ведет к уменьшению прочностных свойств пород в несколько раз. Поэтому при совместном ведении открытых и подземных горных работ необходимо выполнять оценку их взаимного влияния.

Применяемое горноотрапспортное оборудование

Вогнутая форма профиля откоса формируется при работе шагающих экскаваторов. Козырьки, образующиеся в верхней части уступа за счет траектории движения ковша экскаватора, часто обрушаются, что ведет к формированию крутых углов откоса уступа и нарушению их устойчивости.

Статическое давление на уступ создается за счет веса оборудования, а *динамическое* – при взрывных работах, за счет вибрации оборудования и во время черпания ковша экскаватора.

Помимо перечисленных выше факторов в процессе эксплуатации карьера на отдельных участках отвалов и бортов карьера влияют также "малые" силовые воздействия, например, сейсмические силы тектонического характера, нагрузки от строений и объектов, расположенных недалеко от призмаы возможного обрушения, гравитационные силы земного тяготения и воздействия Луны и др., изменяющие баланс сил в сторону сдвигающих.

6.2. Деформация массивов горных пород

Деформации массивов горных пород представляют собой сложные инженерно-геологические явления, приводящие к изменению формы контура горных выработок (отвалов) под влиянием природных (естественных) и техногенных (горнотехнических) факторов. Форма и интенсивность проявления деформаций зависят от геологического и гидрогеологического строения массива горных пород, а также от вида техногенного воздействия на него. Различают следующие основные виды деформаций массива горных пород: осыпь, обрушение, оползень, просадка и оплывина (табл. 6.1).

Таблица 6.1
Деформации массива горных пород при ОРПИ

Виды деформаций	Характеристика	Причины	Условия возникновения
Осыпь	Отрыв отдельных частей, кусков породы и скатывание их к подошве уступа	— выветривание; — влияние взрывов	Угол наклона борта больше угла естественного откоса раздробленных пород
Обрушение	Быстрое смещение породных масс, слагающих откос, активная стадия процесса	— завывание угла откоса или высоты борта; — наличие дисъюнктивных нарушений и трещин	Угол падения нарушения или трещин в сторону выемки 25–40°
Оползень	Смещение породных масс по поверхности скольжения под влиянием силы тяжести (от 10 мин до нескольких лет)	— наличие в толще пород пластичных прослоек и слабых контактов; — обводненность борта	При углах наклона борта более 25–30°

Продолжение табл. 6.1

Виды деформаций	Характеристика	Причины	Условия возникновения
Просадка	Вертикальное опускание приобтовых участков рыхлых пород без образования поверхности скольжения	— увлажнение высокопористых отложений; — уплотнение отвалов или засыпанных карьеров — подготовка подземными выработками	— отсутствие водоотводящих устройств; ростверг; — интенсивное выпадение атмосферных осадков
Оплывина	Перемещение потока насыщенных водой рыхлых масс		

6.3. Определение параметров бортов, уступов и отвалов

На стадии проектирования и эксплуатации карьера при выборе и обосновании основных геологических и конструктивных решений необходимо определять углы откоса уступов и бортов, ширину рабочих площадок, берм безопасности, ширину экскаваторных заходов и др. параметры. Параметры элементов системы разработки определяют контуры карьеров и должны обеспечивать безопасную и экономически эффективную разработку месторождений. Обеспечение этого условия связано с определением оптимальных параметров борта: высоты и угла наклона. Рассмотрим порядок определения оптимальных параметров борта для дренированного массива горных пород при отсутствии неблагоприятно расположенных поверхностей ослабления (контакты слоев, тектонических нарушений).

1. Определяют среднезвешенные физико-механические свойства пород по разведочным скважинам месторождения.
2. В зависимости от характеристик горных пород и геологических условий выбирают ориентировочное значение угла наклона борта, откоса уступа или отвала.
3. На геологический разрез наносят фактическое положение

горных работ (рис. 6.2) и проводят ориентировочное положение поверхности скольжения в виде плавной кривой на расстоянии $(0,2-0,3)H$ (H — высота борта).

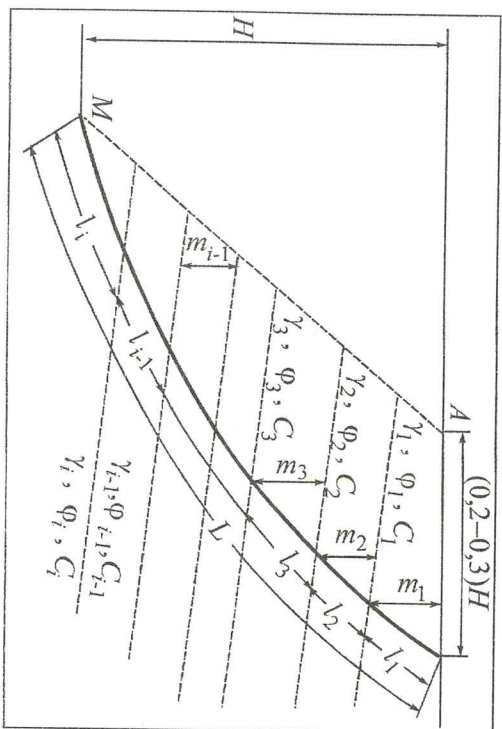


Рис. 6.2. Ориентировочная поверхность скольжения

4. Вычисляют средневзвешенные по длине поверхности скольжения показатели прочности и средневзвешенное по мощности значение объемного веса массива горных пород:

$$C_{\text{ср}} = \frac{\sum C_i l_i}{\sum l_i}; \quad (6.1)$$

$$\text{tg} \varphi_{\text{ср}} = \frac{\sum \text{tg} \varphi_i l_i \sigma_i}{\sum l_i \sigma_i}; \quad (6.2)$$

$$\gamma_{\text{ср}} = \frac{\sum \gamma_i m_i}{\sum m_i}, \quad (6.3)$$

где C_i , φ_i , γ_i — сцепление (МПа), угол внутреннего трения (град) и объемный вес i -го слоя пород; l_i — длина поверхности скольжения в пределах i -го слоя, м; σ_i — средняя величина нормального напряжения по поверхности скольжения в пределах i -го слоя, МПа; m_i — мощность i -го слоя, м.

Нормальное напряжение в пределах слоя равно

$$\sigma_i = h_i \gamma_{\text{ср}} \cos^2 \alpha_i, \quad (6.4)$$

где $\gamma_{\text{ср}}$ — средневзвешенный объемный вес массива пород, Н/м^3 ; h_i , α_i — высота расчетного блока, опирающегося на поверхность скольжения, м, и угол наклона поверхности скольжения к горизонту в i -м слое, град.

5. Вычисляют расчетные прочностные характеристики породы для чего предварительно определяют коэффициент запаса устойчивости в зависимости от срока службы карьера и этапа освоения месторождения по табл. 6.2 "Правил..." [15]:

$$C_n = \frac{C_{\text{ср}}}{n}; \quad (6.5)$$

$$\varphi_n = \frac{\varphi_{\text{ср}}}{n}. \quad (6.6)$$

6. Вычисляют высоту вертикальной трещины отрыва:

$$H_{90} = \frac{2C_n}{\gamma_{\text{ср}}} \text{ctg} \left(45 - \frac{\varphi_n}{2} \right). \quad (6.7)$$

7. В зависимости от физико-механических свойств пород, степени обводненности пород для заданной высоты борта по специальной графикам определяют угол откоса и ширину призмы возможного обрушения (прил. 1 "Правил..." [15]).

7.1. Параметры дренированного однородного плоского откоса определяют по значению безразмерного комплекса, вычисленного по расчетным характеристикам борта:

$$A = \gamma_{\text{ср}} H / C_n. \quad (6.8)$$

7.2. По графику (рис. 6.3) для вычисленного значения комплекса и угла внутреннего трения φ_n определяют допустимый угол наклона борта α либо для заданного значения угла наклона борта α вычисляют допустимую высоту H .

Масштаб вертикальной оси графика (рис. 6.3) определяется отношением: $A/N = \gamma/C$ (A — безразмерный комплекс, H — высота борта, γ — объемный вес пород, C — сцепление пород в массиве).

7.3. Для соответствующего значения угла наклона борта α и расчетного значения угла внутреннего трения φ_n определяют ширину призмы возможного обрушения a (рис. 6.4).

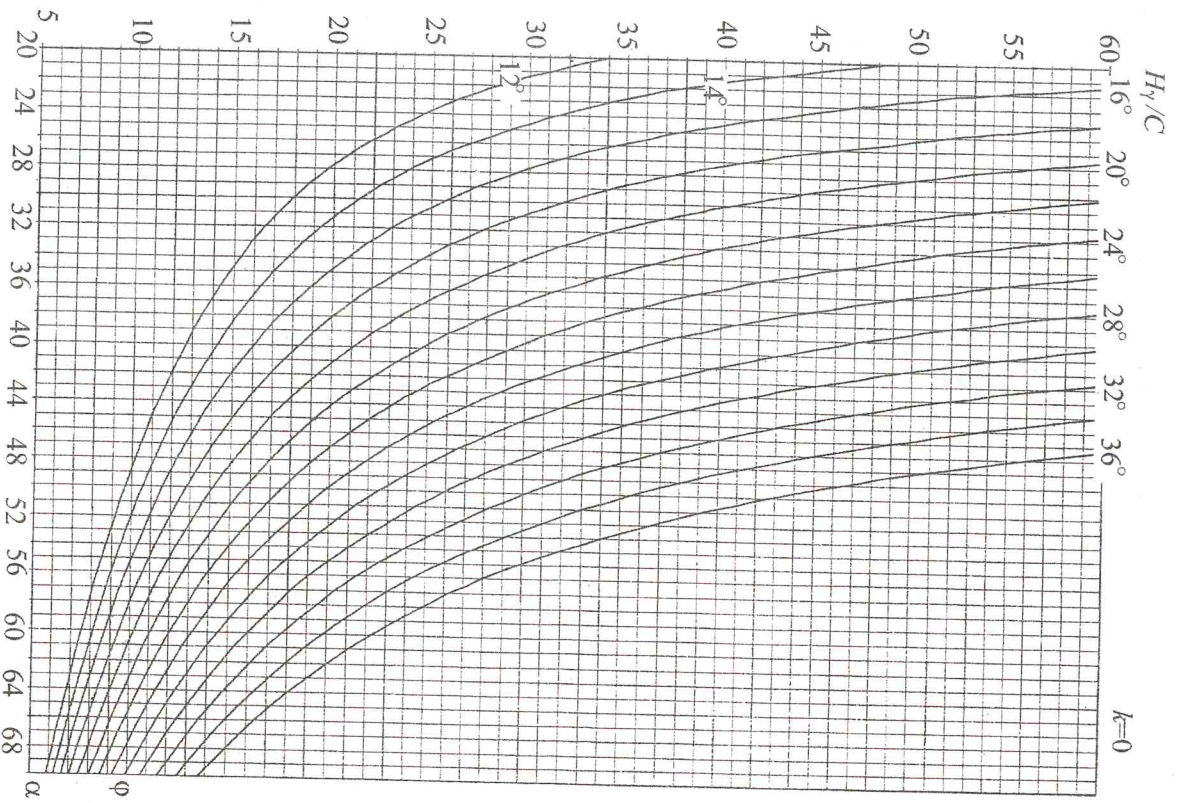


Рис. 6.3. График для определения угла наклона борта

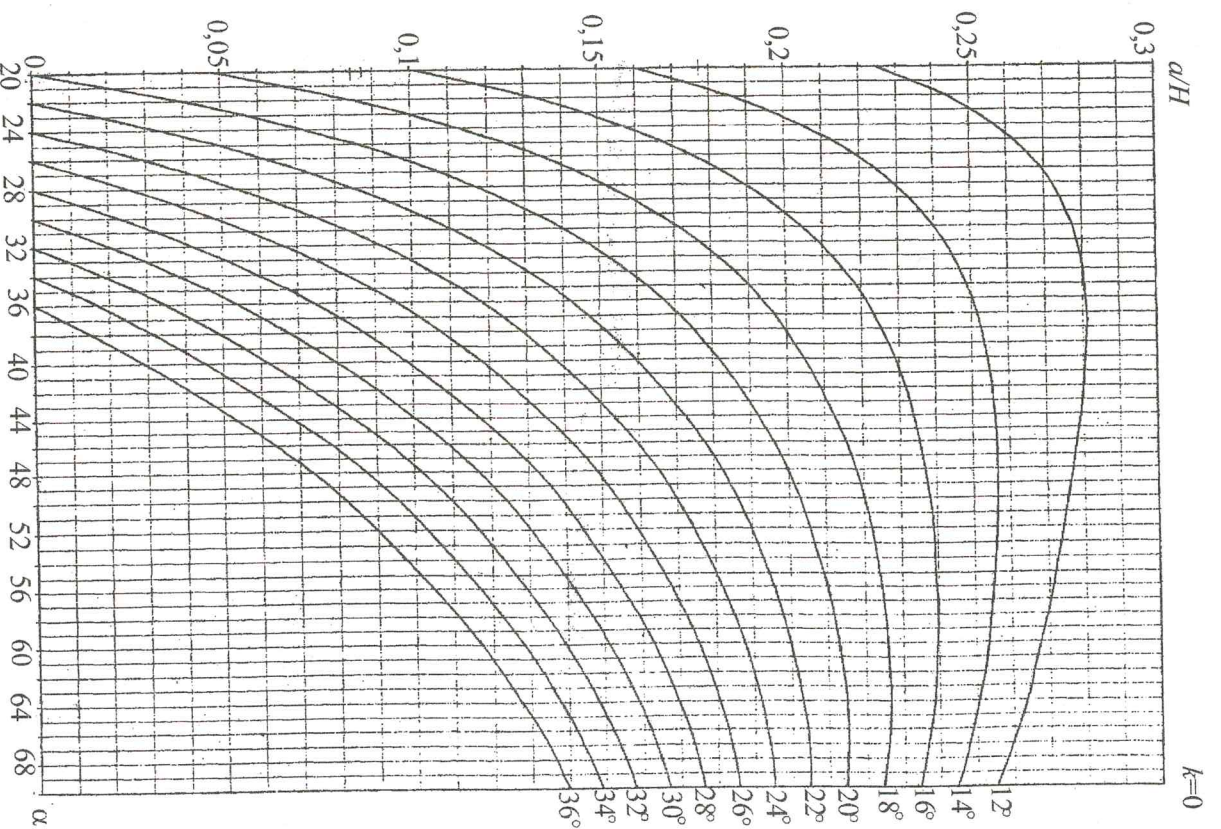


Рис. 6.4. График для определения ширины призмы
возможного обрушения

Определение допустимых по условию устойчивости параметров плоского откоса для отступающих от принятых к расчетам инженерно-геологических и гидрогеологических условий выходящих линейной интерполяцией (экстраполяцией) численных значений безразмерного комплекса A или угла наклона борта α , для соответствующих значений угла внутреннего трения φ .

8. По параметрам (H, α, a), определенным по графикам, а также вычисленному значению вертикальной трещины отрыва H_{90} строят профиль борта и поверхность скольжения (рис. 6.5).

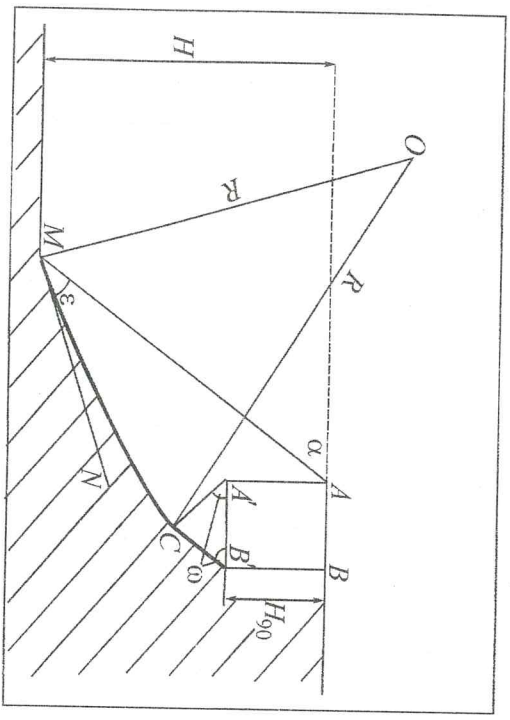


Рис. 6.5. Схема построения поверхности скольжения в откосе плоского профиля при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления

Порядок построения поверхности скольжения

От верхней бровки откоса (точка A) в сторону массива откладывают отрезок a — ширину призмы возможного обрушения. Из точек A и B вертикально вниз откладывают H_{90} — высоту вертикальной трещины отрыва, получают точки A' и B' . Из точек A' и B' проводят линии под углом ω ($\omega = 45^\circ + \varphi_n/2$) к горизонту до взаимного пересечения их в точке C . Из точки C восстанавливают перпендикуляр к направлению $B'C$ до взаимного пересечения

в точке O с перпендикуляром, восстановленным из точки M к направлению MN , составляющему с откосом угол ϵ ($\epsilon = 45^\circ - \varphi_n/2$). Радиусом R проводят дугу окружности MS с центром в точке O . Линия BSM является предполагаемой поверхностью скольжения.

6.4. Методы поверочных расчетов

Параметры борта или отвала, определенные по графикам, уточняют поверочными расчетами. Поверочный расчет позволяет исключить погрешности, связанные с усреднением характеристик прочности горных пород. Цель поверочного расчета — определение суммарных сдвигающих и удерживающих сил, действующих на откос на участке призмы возможного обрушения.

Призма возможного обрушения борта карьера (откоса уступа, отвала) — часть массива горных пород (отвалных масс), заключенная между бортом карьера (откосом уступа или отвала) и наиболее напряженной поверхностью скольжения в массиве (рис. 6.6). При инженерных расчетах призму возможного обрушения принимают равной 1 м вдоль бровки откоса.

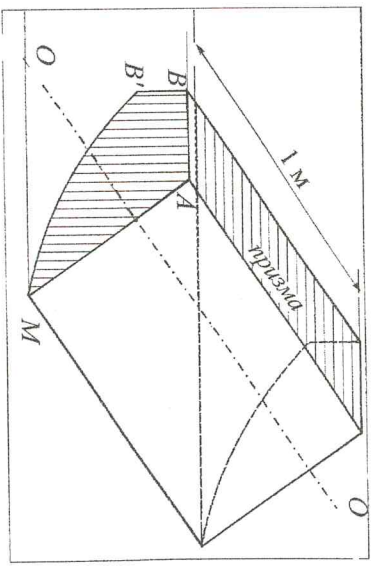


Рис. 6.6. Призма возможного обрушения

Существующие методы расчета устойчивости откосов базируются на теории предельного равновесия "сыпучей среды", включающей также и предельное равновесие связанной среды с трением, к которой относится массив горных пород.

Для откоса плоского профиля при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления поверочный расчет может быть выполнен методом алгебраического сложения сил по круглоцилиндрической поверхности скольжения. Этот метод не учитывает реакции между блоками, и при расчете исходят из того, что призма возможного обрушения деформируется как единое целое. Коэффициент запаса устойчивости, рассчитанный методом алгебраического сложения сил, заведомо меньше фактического, а степень этого несоответствия зависит от высоты откоса, его угла и углов внутреннего трения пород и может колебаться от 3 до 20 %.

При небольшой высоте откоса (до 100 м) и небольших значениях углов внутреннего трения пород ($\varphi < 20^\circ$) этот метод дает достаточно надежные результаты.

Порядок расчета методом алгебраического сложения сил по круглоцилиндрической поверхности скольжения

1. Вертикальными гранями делят призму возможного обрушения на элементарные блоки, примерно одинаковые по ширине (рис. 6.7).

Ширину блоков определяют следующим образом:

— Первый блок: $b_1 = a$, т. е. ширину блока принимают равной ширине призмы возможного обрушения;

— последующие блоки: $b_i = 0,1 R$ (R — радиус круглоцилиндрической поверхности скольжения);

— последний блок: если $b_n > 0,5 b$, принимают как отдельный блок, в противном случае присоединяют к предыдущему.

2. Определяют вес элементарного блока по формуле

$$P_i = b_i h_i \gamma_{\text{ср}} \quad (6.9)$$

где P_i — вес элементарного блока, Н; b_i — ширина блока (замеряют по нормали к границам, м); h_i — высота блока (замеряют вертикально из середины поверхности скольжения этого блока до откоса борта либо верхней бровки уступа), м; $\gamma_{\text{ср}}$ — средний объемный вес пород, Н/м^3 ; 1 — длина призмы вдоль уступа, м.

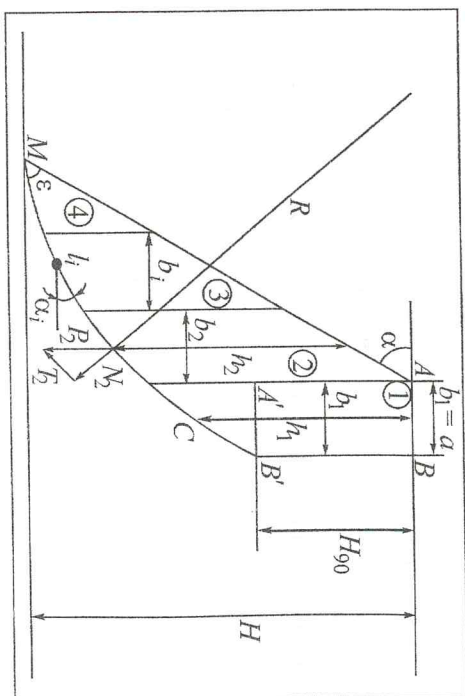


Рис. 6.7. Схема к поверочному расчету методом алгебраического сложения сил по круглоцилиндрической поверхности скольжения

3. Вычисляют в каждом блоке удерживающие N_i и сдвигающие T_i силы, действующие вдоль поверхности скольжения, по формулам:

$$N_i = P_i \sin \alpha_i; \quad (6.10)$$

$$T_i = P_i \cos \alpha_i; \quad (6.11)$$

где α_i — угол наклона основания блока в его середине, град.

4. Вычисляют силы трения $F_{\text{тр}}$ и сцепления $F_{\text{сц}}$ удерживающие откос в равновесии:

$$F_{\text{тр}} = \text{tg} \varphi_n \sum N_i; \quad (6.12)$$

$$F_{\text{сц}} = c_n \sum l_i, \quad (6.13)$$

где l_i — длина поверхности скольжения в пределах элементарного блока, м.

5. Определяют расчетный коэффициент запаса устойчивости по формуле

$$n_p = (F_{\text{тр}} + F_{\text{сц}}) / \sum T_i. \quad (6.14)$$

Расчетный коэффициент запаса устойчивости не должен отличаться от единицы более чем на 5 % (погрешность графических

построений). Если $n_r < 0,95$, то угол откоса уменьшают, если $n_r > 1,05$, то угол откоса увеличивают и вновь производят повторный расчет.

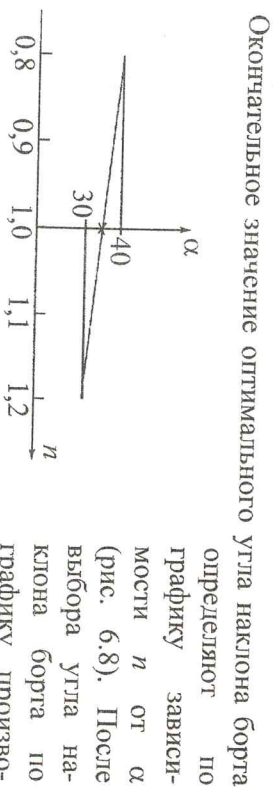


Рис. 6.8. Зависимость угла наклона борта α от коэффициента запаса устойчивости n

Оценки устойчивости бортов и откосов в реальных горно-геологических условиях является *метод векторного сложения сил* (метод многоугольника сил), учитывающий реакции между блоками, на которые по определенным признакам разбивается призма возможного обрушения [15].

Окончательное значение оптимального угла наклона борта определяют по графикам зависимости n от α (рис. 6.8). После выбора угла наклона борта по графику производят вновь повторный расчет.

Наиболее универсальным для определения устойчивости бортов и откосов в реальных горно-геологических условиях является *метод векторного сложения сил* (метод многоугольника сил), учитывающий реакции между блоками, на которые по определенным признакам разбивается призма возможного обрушения [15].

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

За последнюю четверть века добыча полезных ископаемых открытым способом претерпела существенное изменение. В практику открытых горных работ пришло мощное выемочно-погрузочное оборудование и большегрузный транспорт, что привело к очень быстрому перемещению больших объемов горной массы, быстрому изменению пространственной конфигурации горных выработок и сложностям при создании и сохранении пунжтов опорных и съёмочных сетей. Воздействие на массив горных пород нагрузки от большегрузного и мощного оборудования вызывает разного рода деформации бортов и отвалов, контроль за которыми ведет маркшейдерская служба; необходимость проведения маркшейдерских съемок круглый год и в сжатые сроки ставит маркшейдерскую службу в непосредственную зависимость от погодных условий. Вместе с тем проведение маркшейдерских работ на открытых горных разработках при естественном освещении позволило сегодня полностью изменить методы создания съёмочного обоснования, выполнения съёмочных работ, составления горно-графической документации и определения объемов горных работ за счет использования современных высокоточных и высокопроизводительных приборов и инструментов: зарефотосъёмочных систем, электронных тахеометров, GPS-приемников, лазерных сканеров, а также активно развивающихся программных средств обработки измерений.

В современных условиях маркшейдерской службе горного предприятия, ответственной за обеспечение безопасности ведения горных работ и охране недр, необходимо сохранять традиционные подходы к выполнению своих работ: контроль всех измерений и вычислений, выполнение избыточных измерений и оценку точности выполненных работ. Поэтому в настольшем учебном пособии приведены как классические подходы к решению маркшейдерских задач, так и методы работ с использованием современных приборов и инструментов.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Астафьев, Ю. П. Управление состоянием массива горных пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых / Ю. П. Астафьев, Р. В. Попов, Ю. М. Николашин. — Киев : Вища шк., Головное изд-во, 1986. — 272 с.
2. Бахаева, С. П. Решение комплексных квалификационных маркшейдерских задач : учеб. пособие / С. П. Бахаева, П. А. Марченко. — Кемерово : Кузбас. политехн. ин-т, 1993. — 108 с.
3. Бахаева, С. П. Маркшейдерское обеспечение планирования развития горных работ на угольных разрезах : текст лекций / С. П. Бахаева, А. Л. Вирула, В. В. Ермошкин ; Кузбас. гос. техн. ун-т. — Кемерово, 1995. — 96 с.
4. Расчет устойчивости бортов карьеров на ПЭВМ : учеб. пособие / С. П. Бахаева, А. А. Фадеев, А. В. Гаденов [и др.] ; Кузбас. гос. техн. ун-т. — Кемерово, 1998. — 114 с.
5. Бузук, Р. В. Маркшейдерские опорные геодезические сети : учеб. пособие. — 2-е изд., испр. и доп. / ГУ КузГТУ. — Кемерово, 2004. — 287 с.
6. Генике, А. А. Глобальная спутниковая система определения местоположения GPS и ее применение в геодезии / А. А. Генике, Г. Г. Побединский. — М. : Картогеоцентр — Геодезиздат, 1999. — 272 с.
7. ГОСТ 17.5.1.01-83. Охрана природы. Земли. Рекультивация земель. Термины и определения. — М. : Изд-во стандартов, 1983.
8. Инструкция по производству маркшейдерских работ : РД 07-603-03. Сер. 07. Вып. 15. — М. : ГУП НТЦ "Промышленная безопасность", 2003. — 120 с.
9. Инструкция по маркшейдерскому учету объемов горных работ при добыче полезных ископаемых открытым способом : РД 07-604-03. Сер. 07. Вып. 13. — М. : ГУП НТЦ "Промышленная безопасность", 2003. — 32 с.
10. Маркшейдерские работы на карьерах и приисках / М. А. Переудов, И. И. Палеев, В. И. Борщ-Компаниец [и др.]. — М. : Недра, 1980. — 366 с.

11. Методические указания по проектированию рекультивации нарушенных земель на действующих и проектируемых предприятиях угольной промышленности / ВНИИОСуголь. — Пермь, 1991. — 294 с.
12. Минько, В. Ю. Технологическое проектирование аэрофотосъемки : справочник. — М. : Недра, 1991. — 154 с.
13. Наземная стереофотограмметрическая съемка горных разработок / А. П. Трунин, Е. Л. Асвацатуров, Д. П. Кораблев [и др.]. — М. : Недра, 1979. — 160 с.
14. Открытые горные работы : справочник / К. Н. Трубечкой, М. Г. Потопов, К. Е. Виницкий [и др.]. — М. : Горное бюро, 1994. — 590 с.
15. Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах. — СПб. : ВНИМИ, 1998. — 207 с.
16. Простов, С. М. Прогноз устойчивости грунтовых дамб / С. М. Простов, Е. В. Костоков, С. П. Бахаева ; РАЕН. — Кемерово ; М. : Издат. объединение "Российские университеты" : Кузбасвузиздат — АСТП, 2006. — 171 с.
17. СНиП 3.01.03-84. Геодезические работы в строительстве / Госстрой СССР. — М. : ЦИТП Госстроя СССР, 1985. — 28 с.
18. Таκραнов, Р. А. Геолого-маркшейдерское обеспечение буровзрывных работ на угольных разрезах Южного Кузбасса / Р. А. Такранов, В. П. Жилин // Маркшейдерия и недропользование. — 2004. — № 3.
19. Томаков, П. И. Технология, механизация и организация открытых горных работ : учеб. для вузов. — 3-е изд. перераб. / П. И. Томаков, И. К. Наумов. — М. : Изд-во Моск. горн. ин-та, 1992. — 464 с.