第六篇

现代矿山露天开采工艺技术

第一章　露天矿开采境界的确定

第一节　概　　述

由于受到技术条件的制约和出于经济上的考虑，一般只有一部分地质储量的开采是技术上可行和经济上合理的，这部分储量称为开采储量。圈定开采储量的三维几何体称为最终开采境界，它是预计在矿山开采结束时的采场大小和形状。图 6－1－1 是某矿山最终开采境界的平面投影图。

露天开采过程是一个使矿区内原始地貌连续发生变形的过程。在开采过程中，或是山包消失，或是形成深度和广度不断增加的坑体（即采场）。采场的边坡必须能够在较长的时期内保持稳定，不发生滑坡。为满足边坡稳定性要求，边坡坡面与水平面的夹角（即最终帮坡角）不能超过某一最大值（一般在 35°～55°之间，具体值需根据岩体的稳定性确定）。最终帮坡角对最终境界形态的约束是确定最终境界时需要考虑的几何约束。

从充分利用矿物的角度来看，最终开采境界应包括尽可能多的地质储量。然而由于几何约束的存在，开采某部分的矿石必须在剥离该部分矿石上面一定范围内的岩石后才能实现（图 6－1－2）。剥离岩石本身只能带来资金的消耗，不会带来经济收入。因此，从经济角度来看，存在一个使矿山企业的总经济效益最佳的最终开采境界。在具有竞争性的市场经济条件下，矿山企业与其他行业的企业一样，需要盈利才能维持和扩大再生产，追求最大的经济效益是市场经济条件下矿山企业的主要经营目标之一。因此，最终开采境界的确定是露天矿设计与规划中的一项十分重要的工作，既是技术决策，又是经济决策。然而，最佳开采境界的确定并非易事，它要求设计者具有较强的理论基础和较丰富的实践经验。

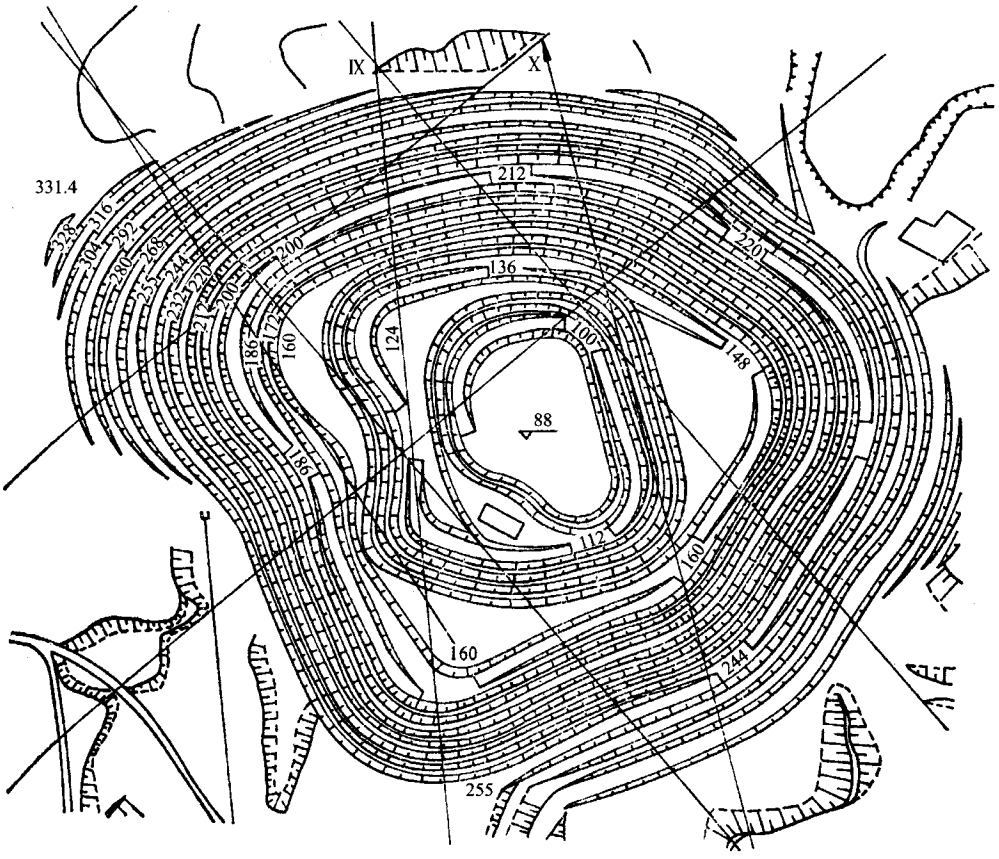


图 6－1－1　最终境界平面投影

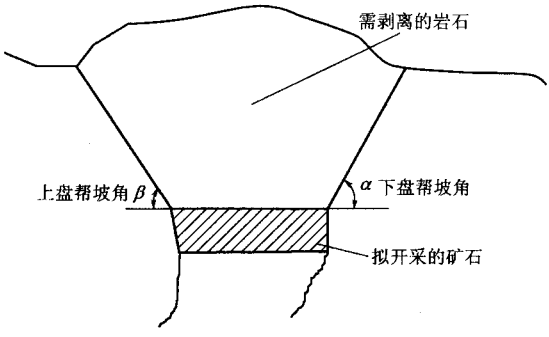


图 6－1－2　采矿与剥离关系示意图

最终开采境界的设计在方法与手段上经历了三个阶段。

手工设计阶段 这一阶段的设计以经济合理剥采比为基本准则，在垂直剖面图和分层平面图上进行手工设计和计算。手工方法在西方国家已成为历史，在我国矿山和设计

院仍在使用。

计算机辅助设计阶段：这一阶段在方法上与手工阶段基本相同，以计算机为手段，设计过程在计算机屏幕上或数字化仪上进行，设计结果在屏幕上显示或用绘图仪绘成图纸。在发达国家，计算机辅助境界设计在时间上大约对应于 70 年代中到 80 年代中，如今主要用于境界优化结果的后处理；计算机辅助境界设计在我国始于 80 年代中，现已得到一定的应用。

优化设计阶段：最终境界优化设计的研究在国际上始于 60 年代初，但在实践中得到较广泛的应用，则是在计算机的存储容量和速度达到一定的水平以后，在时间上大体上始于 80 年代中期。30 多年的研究使许多优化方法问世。如二维动态规划法和三维图论法（Lerchs and Grossmann 1965；Zhao and Kim，1991）、浮锥法（Korobov 1974；Lemieux 1979；Dowd and Onur，1993）、三维动态规划法（Koenigsberg 1982；Wringht1987）、网络最大流法（Johnson 1969；Yelgulalp et al.1993）、正锥删除法（Wang and Sevim，1995）等等。在实践中应用最广泛的优化方法是图论法与浮锥法。最终境界优化方法在我国应用甚少。

本章将以手工法和优化方法中的浮锥法与图论法为重点，对最终开采境界设计做较详细的介绍。由于计算机辅助设计在方法上与手工法基本相同，而计算机的应用是一个依赖于应用软件的实践问题，本章不作介绍。

第二节　最终境界设计的手工法

一、基本原理

图 6－1－3 是理想矿体的横剖面图。矿体与围岩之间有清晰的界线，矿体厚度为 t，倾角为 45°，矿体延深到很深。假设上、下盘最终帮坡角为 45°，那么在该断面上最终开采境界应该多大为好呢？由于矿体倾角与最终帮坡角相等，矿岩下盘界线显然是剖面上最终境界的一个帮。若矿体的水平厚度 b 满足布置铲运设备所要求的最小宽度，最终境界底宽应该是 b。在深度为 H 的水平上作一水平线，与矿体上、下盘界线分别相交于 A、B 点，从 A 点向上以 45°角（帮坡角）作直线与地表相交于 C 点，如图 6－1－4 所示，$CABD$ 组成一个最终开采境界。境界内岩石总量为 W，矿石总量为 O，W 与 O 之比称为平均剥采比，用 R_a 表示。

$$R_a = \frac{W}{O} \tag{1-1}$$

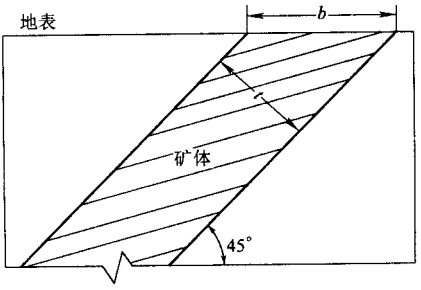


图 6-1-3　理想矿体横剖面示意图

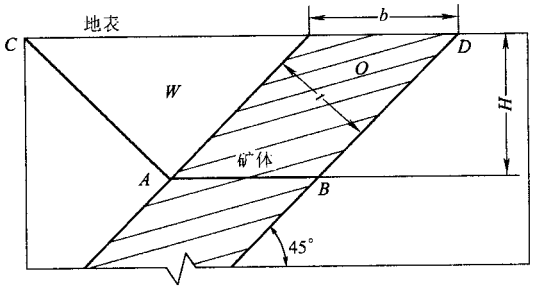


图 6-1-4　深度为 H 的境界剖面示意图

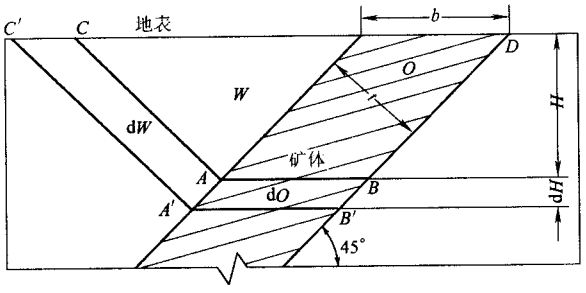


图 6-1-5　瞬时剥采比示意图

如果境界深度增加 dH，境界变为 $C'A'B'D$（图 6-1-5），境界内岩石量增加 dW（即 $C'A'AC$ 部分），矿石量增加 dO（即 $ABB'A'$ 部分）。dW 与 dO 之比称为瞬间剥采比或境界剥采比，用 R_i 表示。

$$R_i = \frac{\mathrm{d}W}{\mathrm{d}O} \tag{1-2}$$

当 dH 趋于无穷小时，dW 与 dO 之比趋于线段 CA 与线段 AB 的长度之比，即

$$R_i = \frac{CA}{AB} \tag{1-3}$$

设矿山企业的最终产品为精矿，矿体的地质品位为 g_o，精矿品位为 g_p，其售价为 q；单位剥岩成本为 C_w，单位采矿成本为 C_m，单位选矿成本为 C_p，采选综合回收率为 r。那么，不考虑矿石的贫化时，采出增量 $\mathrm{d}W$ 和 $\mathrm{d}O$ 带来的利润增值($\mathrm{d}P$)的计算如下：

$$\mathrm{d}P = \frac{\mathrm{d}Og_o rq}{g_p} - C_w\mathrm{d}W - C_m\mathrm{d}O - C_p\mathrm{d}O \tag{1-4}$$

或

$$\frac{\mathrm{d}P}{\mathrm{d}O} = \frac{g_o rq}{g_p} - C_w R_i - (C_m + C_p) \tag{1-5}$$

从上式可以看出，利润增量随瞬时剥采比的增加而减小(因为需要花费更多的剥岩费用)。从图 6-1-5 可知，对于给定的 $\mathrm{d}H$，$\mathrm{d}O$ 不变(因为矿体厚度不变)，$\mathrm{d}W$ 随着深度 H 的增加而增加。也就是说，瞬时剥采比随境界深度而增加。因此，利润增量 $\mathrm{d}P/\mathrm{d}O$ 随境界深度的增加而减小。只要利润增量大于零，那么，就应开采 $\mathrm{d}W$ 和 $\mathrm{d}O$，因为这样会使总利润 P 增加。当利润增量为零时，总利润达到最大值，这时的境界为最佳境界。利润增量为零时的瞬时剥采比称为盈亏平衡剥采比(breakeven stripping ratio)或经济合理剥采比，用 R_b 表示：

$$R_b = \frac{\dfrac{g_o rq}{g_p} - (C_m + C_p)}{C_w} \tag{1-6}$$

因此，确定最终境界的准则是瞬时剥采比等于经济合理剥采比。将境界位置上下移动，根据式(1-3)计算每次移动后的瞬时剥采比，直到它等于经济合理剥采比为止，就找到了最终境界。这就是手工法境界设计的基本原理。

从式(1-6)可知，经济合理剥采比不依赖于境界的大小和几何形状，只依赖于回收率与成本、价格等技术经济参数，其值可以通过市场与成本分析得出。式(1-6)不是计算经济合理剥采比的通用公式，而是简化了的示意性公式。最终产品和成本构成不同，计算经济合理剥采比的公式也不同，必须根据矿山的具体情况进行计算。总的原则是在计算中应包括从开采到最终产品加工整个过程与产量有关的成本和损失、贫化等参数。

下面是手工法基本原理在不同情况下的应用。

二、应用线段比法与面积比法确定最终开采境界

对于走向较长且厚度较小的矿体，设计方法通常为：在地质横剖面图上运用线段比或面积比法依次确订出各剖面位置上的最佳开采深度，然后在矿体的纵断面图上对各剖面最佳开采深度进行综合均衡，确定出最终开采境界。

(一)面积比法确定长矿体的合理开采深度

如图 6-1-6 所示，面积比法的设计步骤如下：

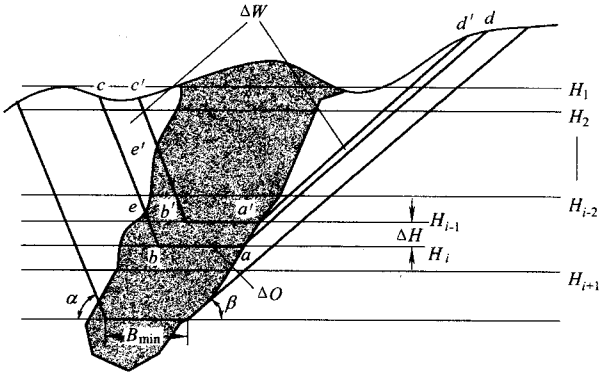


图 6－1－6　地质横剖面面积比法确定合理开采深度示意图

第一步 根据开采与运输设备的规格、边帮岩体的稳定性及其力学性质，选定最终开采境界的最小底宽 B_{min} 及上下盘最终帮坡角 α、β；

第二步 在每一地质横剖面图上确定出若干深度方案，当矿体形态简单时，可少取一些深度方案；否则，应在境界剥采比变化大的地方多增加一些深度方案；

第三步 对于某一剖面上的深度方案 H_i（参见图 6－1－6），在 H_i 水平处以选定的最小底宽确定出该开采深度的境界底线位置 ab，分别从 a、b 两点以上下盘境界帮坡角 α、β 做出上下盘边坡线 bc、ad，假设 bc 线交矿体上盘界线于 e 点；

第四步 从 H_i 水平开始向上减少 ΔH 高度（ΔH 通常取一个开采台阶的高度），在 H_{i-1} 水平处以同样的方法作出开采境界线 $c'b'a'd'$，$c'b'$ 交矿体上盘界线于 e' 点；

第五步 利用求积仪求出自 H_{i-1} 水平降深到 Hi 水平后所需开采的岩石面积 ΔW 与可能采出的矿石面积 ΔO，其中 ΔW 为岩石多边形 $cc'e'e$ 与 $dd'a'a$ 的面积之和，ΔO 为矿石多边形 $e'b'a'abe$ 的面积；

第六步 求算 H_i 开采深度的境界剥采比 R_i，$R_i = \Delta W / \Delta O$；

第七步 若 $R_i \approx R_b$，则 H_i 水平即为该地质横剖面图上最佳的开采境界深度；否则，重复第三至第六步，试算其他深度方案，直至 $R_i \approx R_b$ 成立。

（二）地质横剖面线段比法确定长矿体的合理开采深度

地质横剖面上的线段比是面积比的一种简化形式，当矿体走向较长，且矿体形态变化不大时，可运用线段比来代替面积比，这样既可保证设计工作具有一定的精度，又免除了运用求积仪求算面积的繁琐工作。如图 6－1－7 所示，具体的设计步骤如下：

第一步 根据开采设备规模、岩体的稳定性及力学性质，选定开采境界的最小底宽 B_{min} 及上下盘最终帮坡角 α、β；

第二步 在每一地质横剖面图上结合矿体的赋存形态确定出若干个开采深度方案；

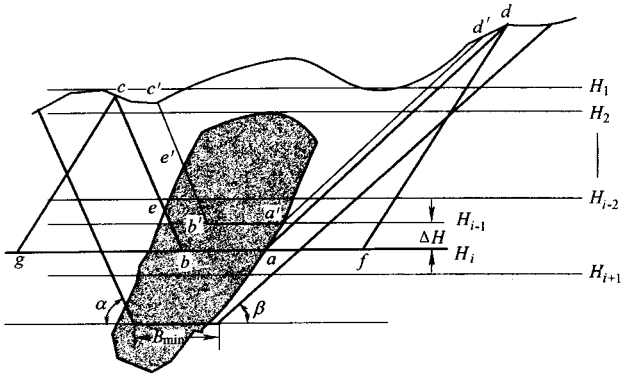


图 6－1－7　地质横剖面线段比法确定合理开采深度示意图

第三步：对于某一剖面上的深度方案 H_i（参见图 6－1－7），在 H_i 水平处以选定的最小底宽 B_{min} 和上下盘最终帮坡角 α、β 作出 H_i 水平的开采境界 $cbad$；

第四步：从 Hi 水平向上升高 ΔH，在 $H_i - \Delta H$ 水平处以选定的最小底宽 B_{min} 和上下盘最终帮坡角 α、β 作境界 $c'b'a'd'$；

第五步：从 c 点与 d 点分别作 aa' 的平行线交 H_i 水平线于 g 与 f 两点；

第六步：计算 H_i 水平的境界剥采比 R_i，$R_i = \dfrac{gb + af}{eb + ba}$

第七步：若 $R_i \approx R_b$，则 H_i 为该剖面上最佳开采水平；否则，再重复上述各步骤试算其他的深度方案。

（三）水平剖面面积法确定短矿体的开采深度

对于走向短的矿体，其端部的岩石量对境界剥采比影响很大，此时水平剖面图能较好地反映矿体的赋存特点和形态，所以宜采用水平剖面面积法确定短露天矿的最佳开采深度，具体的确定步骤如下：

第一步：选择几个深度方案，基于地质勘探线剖面图绘制出每一深度方案所在水平处的平面图（图 6－1－8）；

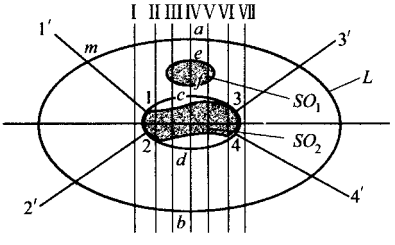


图 6－1－8　短露天矿水平剖面示意图

第二步 在各开采深度的平面图上，依据矿体形态、运输设备的要求确定出该水平境界底平面的周界，再根据该水平境界底平面与境界帮坡角确定出各地质勘探线剖面图上的相应开采境界（图 6－1－9）；

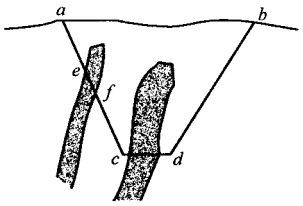


图 6－1－9　第Ⅳ勘探线剖面图

第三步 将各地质勘探线剖面图上的地面境界点投影到带有底部周界的平面图上，再依次连接各地面境界点即确定出矿体上下盘两侧的开采境界线（图 6－1－8）；

第四步 为了确定矿体端部的开采境界线需要切割出若干个端部辅助剖面。如图 6－1－10 所示，在各辅助剖面上，依据端部境界帮坡角确定出地表开采境界点（图中 m 点），将该点投影到水平剖面图上，依次连接各辅助剖面的地表境界点，即形成了端部开采境界（图 6－1－8）；

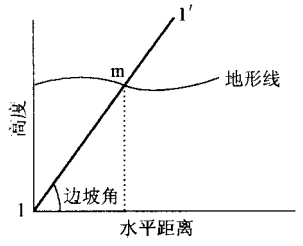


图 6－1－10　1－1′端部辅助剖面图

第五步 在水平平面图上，根据确定出的地表开采境界内所包含的矿石面积与岩石面积，运用面积比法计算出境界剥采比 R_i，$R_i = \dfrac{L - SO_1 - SO_2}{SO_1 + SO_2}$；

第六步 若 $R_i \approx R_b$，则该开采深度为最佳开采深度；否则，重复以上各步，试算其他的开采深度方案。

（四）最终开采境界的审核

基于上述方法确定出各地质剖面上的开采深度或底部周界后，即可进一步圈定出最终开采境界。具体做法如下：

1. 调整最终开采底平面标高

采用平面面积法确定出的短矿体开采的底平面标高，一般不需另行调整。但对采用地质横剖面法确定出的长矿体开采深度，需要进行纵向底平面标高的调整，具体步骤为：

第一步 将在各地质横剖面上确定出的最佳开采深度投影到矿体的纵断面图上（图 6－1－11），连接各开采深度点，得到露天矿纵剖断图上的理论开采深度；

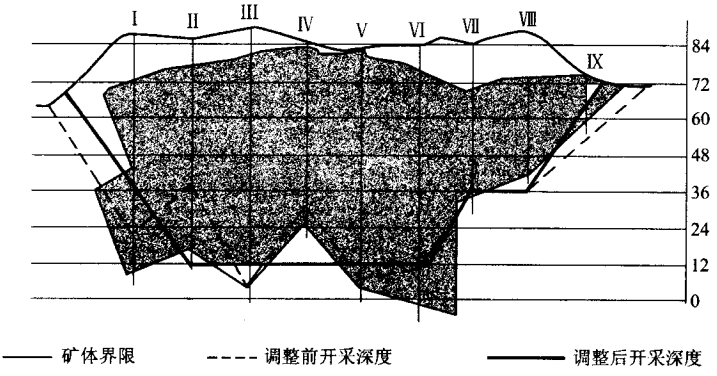


图 6－1－11　在地质纵断面图上调整露天矿底平面标高

第二步 调整纵断面上的理论开采深度。调整时依据的原则：当纵断面上的各理论开采深度点相差不大时，露天矿底可设计为同一标高；当矿体埋藏深度沿矿体走向变化较大时，露天矿底平面可调整成阶梯形。调整时，可按纵断面图调整后底平面标高线上部增加的面积总和与下部减少的面积总和近似相等来衡量。调整后，最终境界内的平均剥采比应小于经济合理剥采比，最终开采境界底平面的纵向长度应满足最短的运输线路的长度要求。

2. 圈定最终开采境界的底部周界

如图 6－1－12 所示，具体的圈定步骤如下：

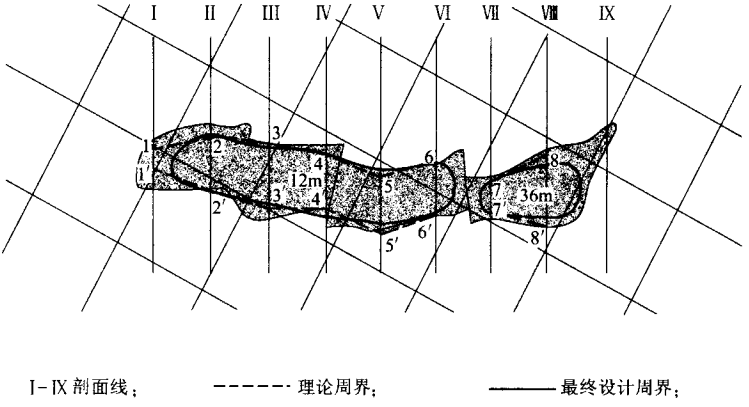


图 6－1－12　底部周界的圈定

第一步：按调整后的开采境界底平面水平绘制地质分层平面图；

第二步：按调整后开采境界底平面标高修正各地质横剖面图上的各开采境界，并将修正后的各开采底平面界线点投影到地质分层平面图上，分别连接各界线点得到理论底部周界；

第三步：修正理论底部周界，修正原则：底部周界要平直，弯曲部分要满足运输设备最小转弯半径的要求，底部周界的纵向长度要满足设置运输线路的要求。

三、应用品位－剥采比关系设计最终境界

线段投影法与面积投影法适用于矿体产状较为规则、品位变化较小、而且矿岩界线较为清晰的矿床，在我国的铁矿设计中最为常用。因为盈亏平衡剥采比是地质品位的函数，当矿床的地质品位变化大时（如贵重金属与有色金属矿床），境界线的位置不同，其穿越的矿体品位有较大的差别。这种情况下，就不应采用一成不变的盈亏平衡剥采比进行境界设计，而应采用与境界线穿越的矿体部位的品位所对应的盈亏平衡剥采比。品位和盈亏平衡剥采比的关系可由式（6－6）（或与之类似的公式）求出。在实践中为方便起见，常常将这一关系式绘成直线（图 6－1－13）。从经济意义上讲，这一直线表明了具有某一品位的矿石可以“支持”的剥岩量。下面介绍不同情况下利用品位－盈亏平衡剥采比关系在剖面上设计最终境界的方法。

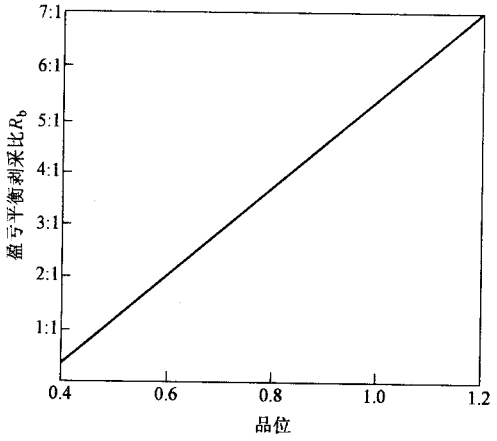


图 6－1－13　品位－盈亏平衡剥采比关系示意图

（一）横剖面和纵剖面上的最终境界设计

横剖面和纵剖面分别指垂直于矿体走向和平行于矿体走向的剖面。图 6－1－14 中，aa'、bb'、cc'、dd'和 ee'是横剖面线，AA'是纵剖面线。这两种剖面上的最终境界设计方法相同。

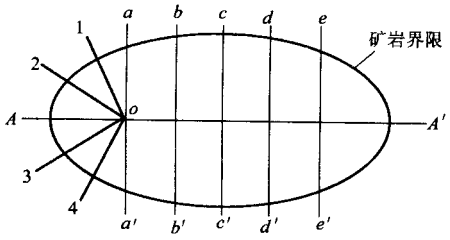


图 6－1－14　各种剖面线示意图

1. 最终境界底位于岩石中

图 6－1－15 是一矿床模型剖面示意图，图中矿体被分为一定尺寸的小块。每块的品位已应用第一章中讲的方法求出，并标于每一块中。矿体下面为废石，并已知最终境界的深度为矿体下端与岩石的交界线所在的深度，即境界底位于岩石中。这时，剖面上境界的确定就是确定上下盘境界线的位置。以上盘（左）境界线为例，具体设计步骤如下：

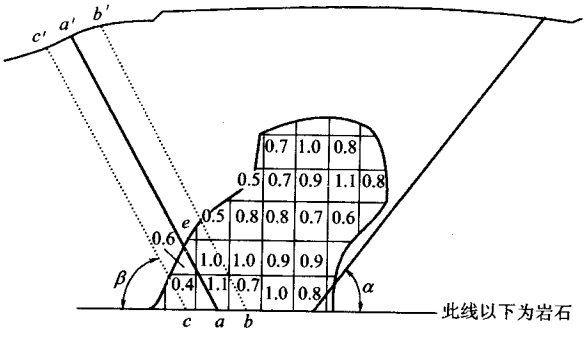


图 6－1－15　底部位于岩石中时最终境界设计示意图

第一步 在上盘猜测位置根据上盘帮坡角（β）画一直线 aa'，在图上量取岩石段 $a'e$ 的长度 l_w 和矿石段 ea 的长度 l_o，根据下式计算境界所在位置的瞬时剥采比：

$$R_i = \frac{l_w \gamma_w}{l_o \gamma_o} \tag{1-7}$$

式中，γ_w 和 γ_o 分别为岩石和矿石的体积质量。

第二步 量取矿石段 ea 穿过每一矿石块的线段长度 l_{oi}（$\sum l_{oi} = l_o$），并根据下式计算矿石段的平均品位：

$$g_a = \frac{\sum l_{oi} g_{oi}}{l_o} \tag{1-8}$$

式中，g_{oi} 为矿石段穿过的第 i 块矿石的品位。

第三步：从品位－剥采比关系图(图 6－1－13)上根据 g_a 读取盈亏平衡剥采比 R_b。如果 R_i 约等于 R_b，aa'即为左帮境界线；否则，进行下一步；

第四步：将境界线移至另一位置(bb'，cc'，…)，重复以上各步骤，直到 $R_i \approx R_b$ 为止。

利用同样的方法，可以确定右帮境界线的位置。最后应对最终境界的底宽进行检查，如底宽小于最小底宽，应作适当调整，使之等于最小底宽。

2. 最终境界底位于矿石中

图 6－1－16 所示是最终境界底位于矿石中的情形。这种情况下，境界的深度也需确定。境界线上的岩石剥离费用不仅得到两帮上的矿石带来的收入的支持，而且也得到境界底上矿石收入的支持。所以，在计算瞬时剥采比和平均品位时，应考虑境界底线穿过的矿石段。具体步骤如下：

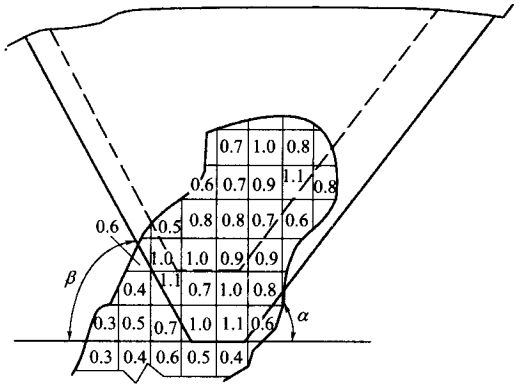


图 6－1－16　底部位于矿体中时最终境界设计示意图

第一步：在一透明纸上，根据上下盘帮坡角(β 和 α)和最小底宽(B_{min})画出与矿床模型剖面图等比例的境界剖面，将之覆于模型剖面图的一个猜测位置；

第二步：量取左边帮线的岩石段长度 l_w 和矿石段长 l_o，l_o 包括境界底线的一半。同理，量取右边帮线上的矿岩线段长度，右边帮的矿岩段长度包括境界底线的另一半。应用式(1－7)分别计算左右帮的瞬时剥采比；

第三步：量取境界左端线与底线左半段穿越的各个矿石块的线段长度；再量取境界右帮线与底线右半段穿越的各个矿石块的线段长度。应用式(1－8)分别计算左右帮矿石段的平均品位；

第四步：依据平均品位，从品位－剥采比关系图上分别读取左右帮的盈亏平衡剥采比；

第五步：移动境界位置，重复上述步骤，直到左右帮上的瞬时剥采比足够接近左右帮的盈亏平衡剥采比为止。

3. 最终境界底与一个帮位于矿体中

图 6－1－17 所示是最终境界底与下盘边帮位于矿体中的情形。由于矿体下盘与围岩的交界线之倾角小于或等于最大下盘帮坡角，境界下盘边帮与下盘矿岩交界线重合。因此，下盘境界帮线的位置已定，只需要确定上盘境界线与底线的位置。这种情况下的境界确定步骤与前面讲述过的步骤相同，只是在计算上盘帮线穿越的矿石段的长度和平均品位时，应包括境界底线长度及其穿越的矿块的品位。

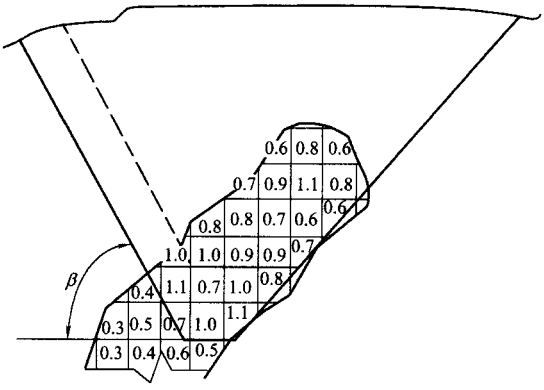


图 6－1－17　底部与一帮位于矿体中的最终境界设计示意图

(二)径向剖面上的境界设计

最终境界是三维的，纵向和横向剖面上的境界线还不足以构成三维境界。要想控制最终境界在三维空间的形态，还需要在矿体两端的径向剖面上确定境界的位置与形态。图 6－1－14 中 $o-1$、0－2、$o-3$ 和 0－4 为径向剖面线。

在径向剖面上确定最终境界的基本原理与在纵、横剖面图上相同，只是在计算瞬时剥采比时，应考虑径向剖面的特点。在平面投影图上，每一横(或纵)剖面的影响范围是以剖面线为中线向两侧各延伸 1/2 剖面间距的范围(基本上是长方体)。径向剖面的影响范围是以剖面线为中线的扇形棱体。图 6－1－18a 是矿体及最终境界与地表的交线的平面投影图。将径向剖面 $o-2$ 影响扇区抽出并放大，其立体图如图 6－1－18b 所示。境界在 $o-2$ 剖面影响扇区内的真实瞬时剥采比是该区境界坡面与岩石及矿石的相交面积之比 B/A。但当在径向剖面上进行设计时，像在纵、横剖面上一样，只能量取剖面上的境界线穿越矿石与岩石的线段长度，即剖面图 6－1－18c 上的 l_w 和 l_o。l_w/l_o 称为径向剖面上的表观瞬时剥采比，记为 R_{ai}。通过简单的三角函数推导，可以得到真实瞬时剥采比 R_i 与表观瞬时剥采比 R_{ai} 之间的关系如下：

$$R_i = (R_{ai} + 1)^2 - 1 \tag{1-9}$$

式(1-9)留给读者自己推导。

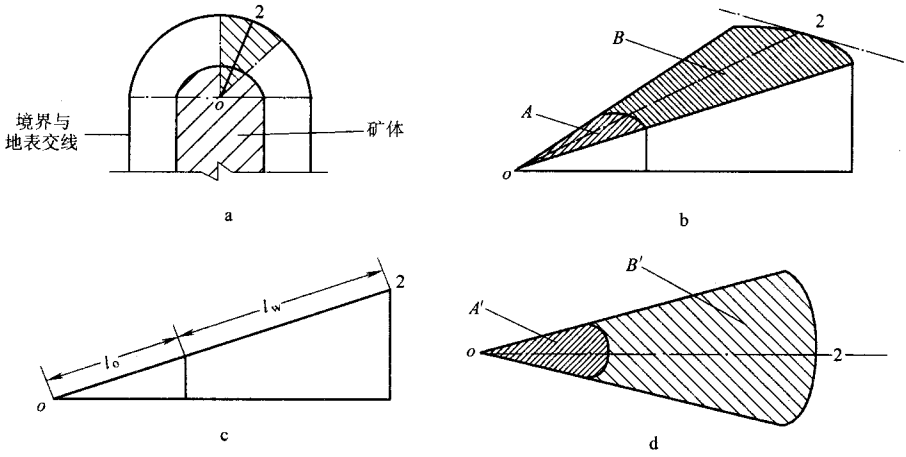


图 6-1-18　径向剖面瞬时剥采比计算示意图

a—境界边帮平面投影；b—$o-2$ 剖面线影响区域立体图；

c—$o-2$ 剖面；d—$o-2$ 剖面线影响区域平面投影

[提示：B 与 A 之比等于其在平面的投影(图 6-1-18d)的比值，即 $B/A = B'/A'$)]

因此，在径向剖面上确定最终境界时，与在横剖面上一样，首先选一猜测位置，然后量取矿石段与岩石段长度，计算平均品位与表观瞬时剥采比，根据式(1-9)将表观瞬时剥采比换算为真实瞬时剥采比，然后将真实瞬时剥采比与依据平均品位从品位-盈亏平衡剥采比关系图上读取的盈亏平衡剥采比进行比较，若两者不等，移动境界线位置，重复计算，直到二者基本相等为止。

(三)最终境界核定及矿量、品位计算

确定了各种剖面上的境界线后，就可以将它们连接起来求得完整的最终开采境界。然而，在大多数的情况下，各剖面上的境界有一定程度的差异(有时差异很大)：有的剖面上的境界较宽，而有的剖面上的境界则较窄；一些剖面上的境界较浅，而另一些剖面上的境界则较深。因此，在连接时需要视情况做某些调整，这种调整称为光滑处理。连接各剖面上的境界线求出完整最终境界，这一过程很难以较为通用的步骤给出，实践经验起着重要作用。读者可参照前面介绍的线段和面积投影法中最终境界的核定步骤。

最终境界内的开采矿量为各剖面影响体的矿量之和，开采矿量的平均品位等于各剖面上矿石平均品位的加权平均值。这里不作详细介绍。

(四)特例

以瞬时剥采比和盈亏平衡剥采比相等为准则的手工法进行最终境界设计时，可能出

现这样的情况，即在一定的矿体形态和品位分布情况下，在某一剖面上可能出现两个以上满足设计准则的境界线位置。如图 6－1－19 所示，矿体上部和下部较肥大，中间出现细腰，在位置 1 和位置 2 上的瞬时剥采比都约等于盈亏平衡剥采比，而在两位置之间瞬时剥采比大于盈亏平衡剥采比。这种情况出现时该采用哪个境界呢？这一问题作为思考题留给读者。

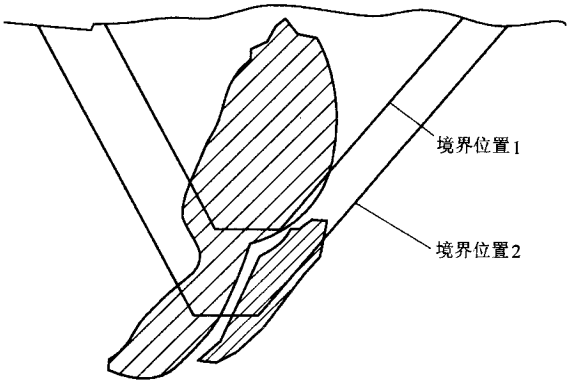


图 6－1－19　剖面上存在多个境界的示意图

设计最终境界的手工方法实质上是一种试错法。在矿体形态复杂、品位变化大的矿床中，仅确定一个剖面上的境界常常需要重复多次，工作量大，耗时费力。而且由于在不同矿床类型的地质条件下，往往需要在具体方法和步骤上做具体处理，很难编制一套较为通用的设计步骤。因此，手工方法的计算机化较为困难，即使针对具体情况编写出计算机程序，使用起来也并不减少多少工作量，设计结果也并不比手工法优越。手工法的优点是它对使用者的知识结构和水平要求低，容易被现场工程技术人员理解和接受。

第三节　价值模型

在第一章中讲述了地质块状模型，它是矿物品位及有关地质特征在矿床中分布情况的离散化表述，主要用于品位储量计算和地质数据的计算机处理。在最终开采境界的计算机优化设计和开采计划优化中，常常用到另一种块状模型——价值块状模型（简称价值模型）。地质块状模型中每一块的特征值是品位或某一地质特征，价值模型中每一块的特征值则是假设将其采出并处理后能够带来的经济净价值。块的净价值是根据块中所含可利用矿物的品位、开采与处理中各道工序的成本及产品价格计算的。矿床所含矿

物的种类不同,矿山企业经营体制和成本管理制度不同,计算净价值时,用到的参数就不同。对于一个以纯金属为最终产品的采选冶联合企业,用于计算净价值的一般性参数列于表 6－1－1 中。采选冶各工序的管理费用一般分摊到每吨矿石或每吨岩石。由于许多管理工作覆盖整个企业,共用部分需分摊到每吨矿石和岩石;有的金属(如黄金)需要精冶,精冶一般是在企业外部进行的,所以只计算精冶厂的收费和粗冶产品运至精冶地点的运输费用。

表 6－1－1 中的经济参数种类繁多,为建立价值模型时使用方便,需要对各项成本进行分析归纳和单位换算,并标明归纳后每项成本的作用对象(矿或岩)。表 6－1－2 是根据表 6－1－1 中的成本参数归纳后的结果。

表 6－1－1　计算金属矿床模块净价值的一般参数

矿物参数：	
可利用矿物地质品位	%或 g/t
采矿回收率	%
选矿回收率	%
粗冶回收率	%
精冶回收率	%
成本参数：	
开采成本	
穿孔	元/t 矿岩
爆破	元/t 矿岩
装载	元/t 矿岩
运输	元/t(或 t·km)
排土	元/t 岩石
排水	元/t 矿石
与开采有关的管理费用	元/t 矿石
	元/t 岩石
选矿成本：	
矿石二次装运	元/t 矿石
选矿	元/t 矿石
精矿运输	元/t 精矿
与选矿有关的管理费用	元/t 矿石

	元/t 岩石
冶炼成本：	
粗冶	元/t 精矿
与粗冶有关的管理费用	元/t 矿石
	元/t 岩石
粗冶产品运输	元/t 粗冶金属
精冶	元/t 粗冶金属
销售成本：	元/t 精冶金属
金属售价	元/t 或元/g

对于岩石块，只有成本没有收入，所以其净价值（NV_w）为负数。

$$NV_w = -T_w C_w \tag{1-10}$$

式中，T_w 为岩石块重量；C_w 为表 6-1-2 中作用于岩石块的所有单位成本之和。

对于矿石块，其净价值为收入与成本之差，一般为正数，简化的计算公式为：

$$NV_o = T_o pgr - T_o C_o \tag{1-11}$$

式中，T_o 为矿石块的重量；p、g 和 r 分别为矿石块中矿物的售价、平均品位和综合回收率；C_o 为表 6-1-2 中所有作用于矿石并换算成吨矿成本的单位成本之和。

从以上的讨论可以看出，矿床价值模型是地质、成本与市场信息的综合反映。

表 6-1-2　用于建立价值模型的成本归类及作用对象

成　本　项	岩　石　块	矿　石　块
开采成本/(元/t)	$aH + b$	$cH + d$
选矿成本：		
选矿/(元/t)		X
运输/(元/t)		X
管理成本：		
元/t 矿石		X
元/t 岩石	X	X
元/t 金属		X
精冶成本/(元/t 或 g)最终产品		X
销售成本/(元/t 或 g)最终产品		X

注：1. 由于每一块的开采成本与深度有关，所以开采成本一般用深度 H 的线性函数表示；

2. "X"表示该项成本的作用对象。

第四节　最终境界设计的计算机优化方法

建立了矿床价值模型，矿床中每一模块的净价值变为已知。那么，确定最终开采境界，就变成一个在满足几何约束（即最大允许帮坡角）条件下，找出使总开采价值达到最大的模块集合的问题。本节介绍求解这一问题的浮锥法与 LG 图论法。

一、浮锥法

图 6－1－20a 是一个二维价值模型的示意图，图中每一模块中的数值为模块的净价值。除地表的模块外，由于几何约束条件的存在，要开采某一模块，就必须采出以该模块为顶点、以最大允许帮坡角为锥面倾角的倒锥内的所有模块。以图 6－1－20a 中第二行第四列上的模块（记为 $B_{2,4}$）为例，如果左右帮最大允许帮坡角均为 45°，且模块为正方形，那么 $B_{2,4}$ 的开采只有当 $B_{1,3}$、$B_{1,4}$ 和 $B_{1,5}$ 全被采出后才能实现。因此，在确定是否开采某一模块时，首先要看该块的净价值是否是正值，若该块的净价值为负，那么最好不予开采，因为它的开采会减少境界的总值。但有时为了开采负块下面的正块，不得不将负块开采。另一方面，开采一个正块不一定能使境界的总价值增加，因为以该正块为顶点的倒锥中的负块很可能抵消正块的开采价值。因此，在考察是否开采某一块时，必须将倒锥的顶点置于该块的中心，以锥体的净价值（即落在锥体内包括顶点块的所有块的净价值之和）作为根据。这就是浮锥法的基本原理。以图 6－1－20a 为初始价值模型，浮锥法的算法步骤如下：

第十步　将位于地表的正模块 $B_{1,6}$ 采出。由于地表模块没有其他模块覆盖，不需使用倒锥。开采 $B_{1,6}$ 后，价值模型变为图 6－1－20b。

第二步　将倒锥的顶点从左至右依次置于第二层的正块上，找出落在锥内的模块并计算锥体价值。若锥体价值大于或等于零，则将锥体内的所有模块采出；否则，将倒锥的顶点“浮动”到下一正块。以 $B_{2,4}$ 为顶点的锥体价值为 +1，将锥体内的模块采去后，价值模型变为图 6－1－20c。以 $B_{2,5}$ 为顶点的锥体只包含 $B_{2,5}$ 一块，将其采去后，模型如图 6－1－20d 所示。

第三步　逐层向下重复第二步，直至所有价值大于（或等于）零的锥体全部被采出。从图 6－1－20d 可以看出，以 $B_{3,3}$ 为顶点的锥体价值为 －1，故不予采出。以 $B_{3,4}$ 为顶点的锥体价值为 0，采去后得图 6－1－20e。这时以 $B_{3,3}$ 为顶点的锥体价值变为 +2，开采后

得图 6－1－20f。虽然 $B_{3,5}$ 为正块，但其锥体价值为 －1，故不予采出。模型中不再存在正锥，计算结束。

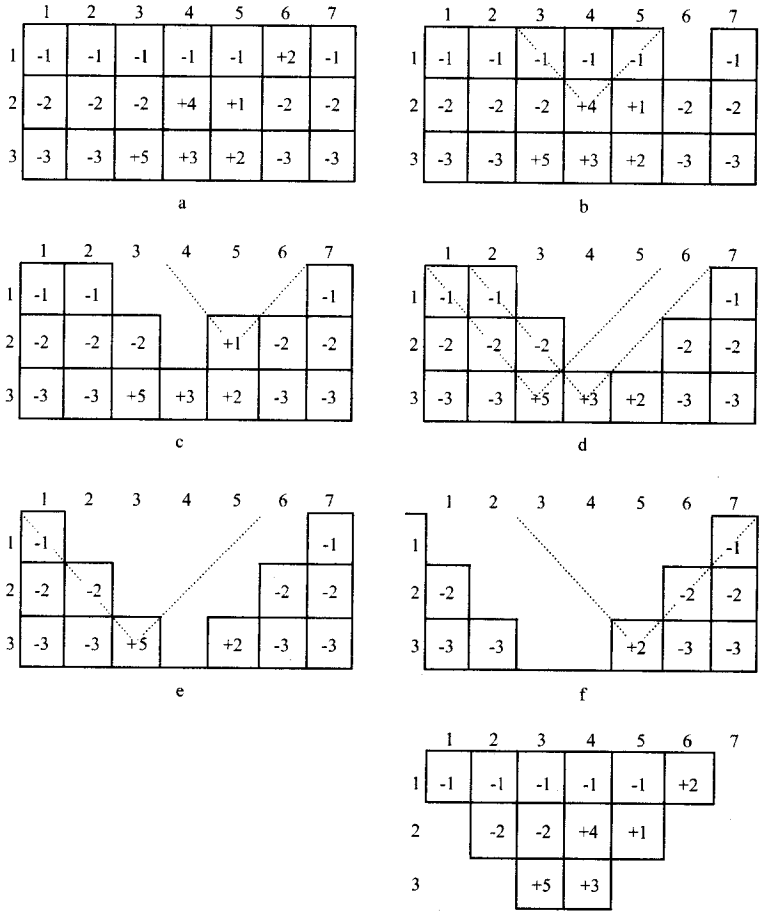


图 6－1－20　浮锥法境界优化步骤

将浮锥法用于图 6－1－20a 所示的价值模型得到的最终开采境界，由上述过程中所有被采出的块组成(图 6－1－20g)，若按照此境界进行开采，开采终了的采场现状如图 6－1－20f 所示。境界总价值为 +6。若岩石与矿石比重相等，境界平均剥采比为 7∶5＝1.4。虽然在这一简单算例中，应用浮锥法确实得到总价值为最大的最终开采境界，但该方法是‘准优化’算法，在某些情况下不能求出最佳境界，下面是两个反例。

反例一　遗漏盈利块集合

当倒锥的顶点位于某一正块时，锥体价值若为正数，是由于锥中正块的价值足以抵消锥中负块的价值的结果。换言之，负块得以开采是由于正块的‘支持’。当顶点位于两个正块的锥体有重叠部分时，单独考察任一锥体时，锥体的价值可能为负；但当考察二锥

的联合体时，联合体的总价值为正。结果，浮锥法遗漏了本可带来盈利的块的集合。图 6－1－21 即为这种情形。根据前面的浮雄法，结论是最终境界只包括 $B_{1,2}$ 一个块，因为以 $B_{3,3}$、$B_{3,4}$ 和 $B_{3,5}$ 为顶点的锥体价值均为负数。但当考察三个锥体的联合体或以 $B_{3,4}$ 和 $B_{3,5}$ 为顶点的两个锥体的联合体时，联合体的价值为正数。所以，最佳开采境界应为粗黑线所圈定的块的集合，总开采价值为 +6。

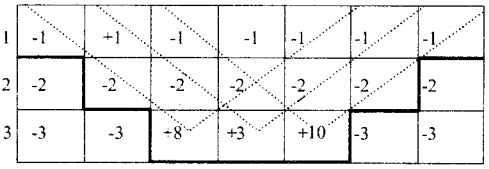


图 6－1－21　浮锥法反例一

反例二　开采非盈利块集合

顶点位于某一正块的锥体值为正，可能是由于锥体内其他未被开采的正块的作用。如图 6－1－22 所示，在考察 $B_{2,2}$ 和 $B_{2,4}$ 时，两锥均为负值，故不予开采。当倒锥顶点移到 $B_{3,3}$ 时，锥体值为 +2。结果浮锥法给出的境界为图 6－1－22b 所示块的集合，境界总值为 +2。因此，浮锥法使境界包容了本不应该采的、具有负值的模块集合（即 $B_{2,3}$ 和 $B_{3,3}$）。本例中的最优境界应是图 6－1－22c，其总价值为 +3。

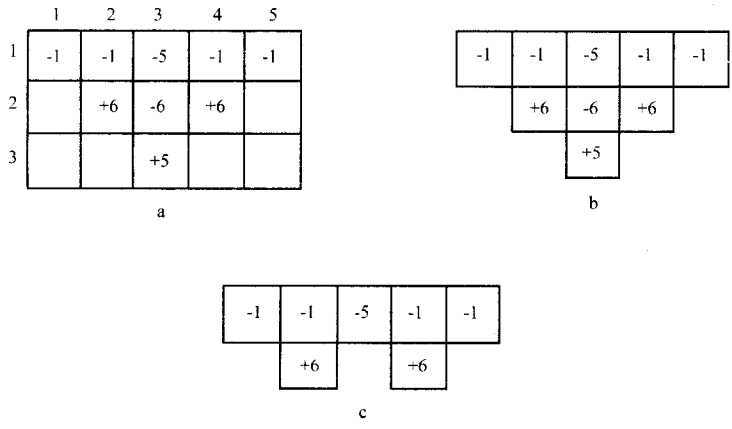
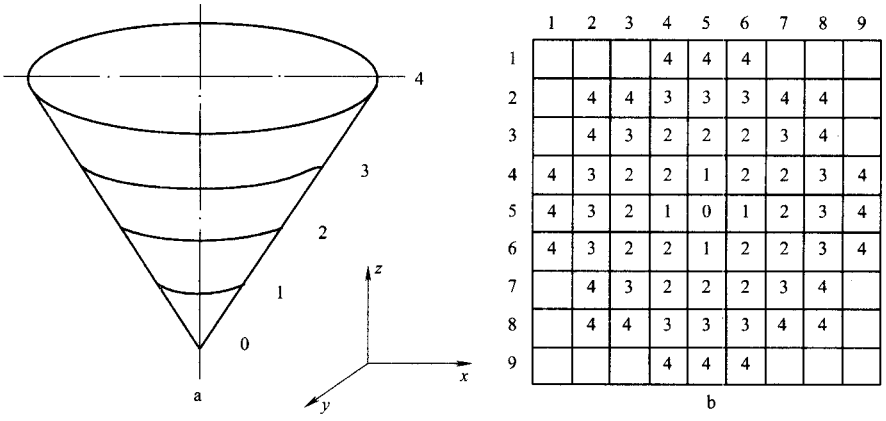


图 6－1－22　浮锥法反例二

一些研究者对浮锥法进行了改进，试图克服上述问题。如 Lemieux 浮锥法和 Dowd 浮锥法。改进浮锥法的基本思路是对锥体重叠部分进行某种处理，这里不予详细介绍，有兴趣的读者请参阅书后所列的有关参考文献。

以上对于浮锥法的讨论是在二维空间进行的。在三维空间，浮锥法的基本方法和步

骤与在二维空间相同，只是锥体变为三维锥体，确定落于锥体之内的模块转为复杂、费时。图 6－1－23a 是一个三维倒锥体示意图，将这样一个倒锥体的顶点置于价值模型中的正块时，找出落于其内的所有块在算法上较为困难。一个便于计算机编程且较为节省计算时间的方法，是“预制”一个足够大的“锥壳模板”。如图 6－1－23b 所示，三维锥壳在 X－Y 面上的投影被离散化为与价值模型中模块的 X、Y 方向上尺寸相等的二维网格，网格内的数字表示锥壳在网格中心的 X、Y 坐标处距离顶点的垂直高度，这一高度不等于锥壳的真实高度，而是与真实高度最接近的台阶高度（台阶高度等于模型中的模块高度）的整数倍。模板的中心点与锥体的顶点相对应，其高度为 0；其余点的高度均为正整数。例如，图 6－1－23b 中第 6 行第 9 列网格中的数字“4”表示锥壳在该点距顶点的高度为 4 个台阶。锥壳模板在编程中可用一个二维数组表示。



	1	2	3	4	5	6	7	8	9
1				4	4	4			
2		4	4	3	3	3	4	4	
3		4	3	2	2	2	3	4	
4	4	3	2	2	1	2	2	3	4
5	4	3	2	1	0	1	2	3	4
6	4	3	2	2	1	2	2	3	4
7		4	3	2	2	2	3	4	
8		4	4	3	3	3	4	4	
9				4	4	4			

b

图 6－1－23　三维倒锥体与锥壳模板

有了预制的锥壳模板，在应用浮锥法时，将模板的中心网格置于模型中的正块 B_o 上，如果 B_o 上方某一模块 B_i 的台阶水平与 B_o 所在水平的高差大于或等于与 B_i 模块的 X、Y 坐标相同的模板网格上的高度值，则模块 B_i 落在以 B_o 为顶点的倒锥体内；否则，落在倒锥体外。例如，在图 6－1－24 中，锥顶模块是第 i 水平的一个正块，上一个水平（$i+1$）上标有 Y 的那一块落于锥体内，因为该块所对应模板网格上的高度值为 1，而两个水平的高度差也为 1；$i+1$ 水平上标有 N 的那一块落于锥体外，因为两水平的高度差小于这一块所对应的模板上的高度值。同理，$i+2$ 水平上标有 Y 的那一块落在锥体内，而标有 N 的那块落在锥体外。

应用锥壳模板不仅便于计算机编程，而且便于处理在不同方位具有不同帮坡角的情况。因为不论帮坡角如何变化，锥壳在模板某一网格上距顶点的准确垂直高度很容易用三角函数算出，求出准确高度后，将其用最接近的台阶高度的整数倍代替即可。

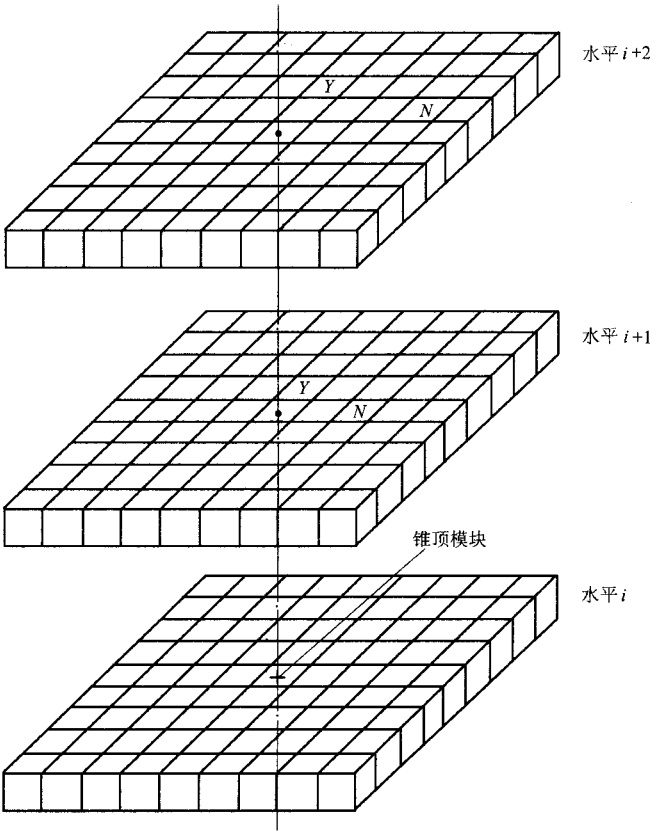


图 6－1－24　锥壳模板应用举例

二、Lerchs－Grossmann 图论法(LG 图论法)

LG 图论法是具有严格数学逻辑的最终境界优化方法,只要给定价值模型,在任何情况下都可以求出总价值最大的最终开采境界。

(一)基本概念

在图论法中,价值模型中的每一块用一节点表示,露天开采的几何约束用一组弧表示。弧是从一个节点指向另一节点的有向线。例如,图 6－1－25 说明要想开采 i 水平上的那一节点所代表的块,就必须先采出 $i+1$ 水平上那五个节点代表的 5 个块。为便于理解,以下叙述在二维空间进行。

图论中的有向图是由一组弧连接起来的一组节点组成。图用 G 表示,图中节点 i 用 x_i 表示。所有节点组成的集合称为节点集,记为 X,即 X_{x_i} ;图中从 x_k 到 x_l 的弧用 a_{kl} 或 (x_k, x_l) 表示,所有弧的集合称为弧集,记为 A,即 $A=\{a_{ij}\}$;由节点集 X 和弧集 A 形成的图记为 $G(X, A)$。如果一个图 $G(Y, A_Y)$ 中的节点集 Y 和连接 Y 中节点的弧集 A_Y

分别是另一个图 $G(X,A)$ 中 X 和 A 的子集，那么，$G(Y,A_Y)$ 称为图 $G(X,A)$ 的一个子图。子图可能进一步分为更多的子图。

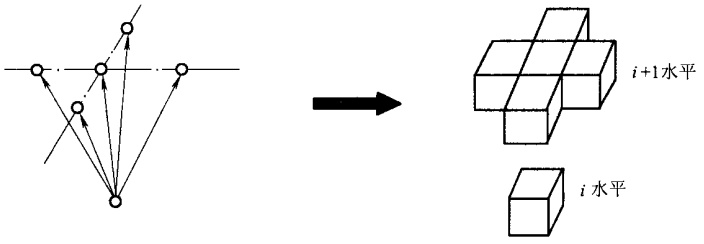


图 6－1－25　露天开采几何约束的图论表示

图 6－1－26a 是由 6 个模块组成的价值模型，$x_i(i=1,2,\cdots,6)$ 表示第 i 块的位置，块中的数字为块的净价值。若模块为大小相等的正方体，最大允许帮坡角为 45°，那么该模型的图论表示如图 6－1－26b 所示。图 6－1－26c 和图 6－1－26d 都是图 6－1－26b 的子图。模型中模块的净价值在图中称为节点的权值。

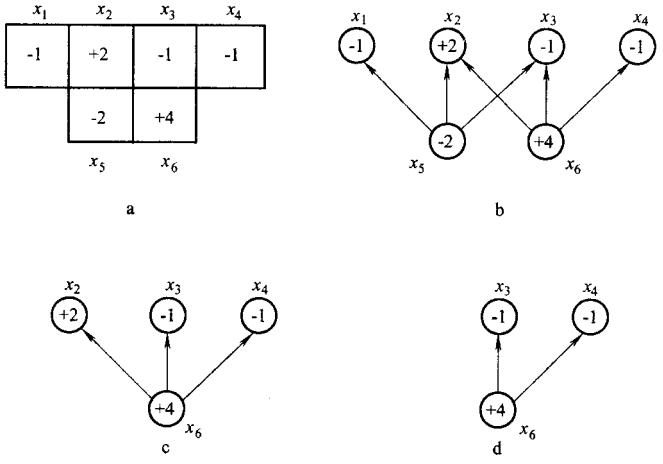


图 6－1－26　方块模型与图和子图

从露天开采的角度，图 6－1－26c 构成一个可行的开采境界，因为它满足几何约束条件，即从被开采节点出发引出的弧的末端的所有节点也属于被开采之列。子图 6－1－6d 不能形成可行开采境界，因为它不满足几何约束条件。形成可行的开采境界的子图称为可行子围，也称为闭包。以闭包内的任一节点为始点的所有弧的终点节点也在闭包内。图 6－1－26b 中，x_1，x_2，x_3，和 x_5 形成一个闭包；而 x_1、x_2、x_5 不能形成闭包，因为以 x_5 为始点的弧（x_5、x_3）的终点节点 x_3 不在闭包内。闭包内诸节点的权值之和称为闭包的权值。G 中权值最大的闭包称为 G 的最大闭包。

树是一个没有闭合圈的图。图中存在闭合圈是指图中至少有一个这样的节点，从该节点出发经过一系列的弧（不计弧的方向）能够回到出发点。图 6－1－26b 不是树，因为从 x_6 出发，经过弧（x_6，x_2）、（x_5，x_2）、（x_5，x_3）和（x_6，x_3）可回到 x_6，形成一个闭合圈。图 6－1－26c 和图 6－1－26d 都是树。根是树中的特殊节点，一棵树中只能有一个根。

如图 6－1－27 所示，树中方向指向根的弧，即从弧的终端沿弧的指向可以经过其他弧（其方向无关）追溯到树根的弧，称为 M 弧。树中方向背离根的弧，即从弧的终端追溯不到根的弧，称为 P 弧。将树中的一个弧（x_i，x_j）删去，树变为两部分，不包含根的那部分称为树的一个分支。在原树中假想删去弧（x_i，x_j）得到的分支是由弧（x_i，x_j）支撑着，由弧（x_i，x_j）支撑的分支上诸节点的权值之和称为弧（x_i，x_j）的权值。在图 6－1－27 所示的树中，由弧（x_3，x_1）支撑的分支节点只有 x_1，故该弧的权值为－1。由（x_8，x_5）支撑的分支节点有 x_2、x_5、x_6 和 x_9，该弧的权值为＋5。权值大于 0 的 P 弧称为强 P 弧，记为 SP；权值小于或等于零的 P 弧称为弱 P 弧，记为 WP；权值小于或等于零的 M 弧称为强 M 弧，记为 SM；权值大于零的 M 弧称为弱 M 弧，记为 WM。图 6－1－27 是一个具有全部四种弧的树。强 P 弧和强 M 弧总称为强弧；弱 P 弧和弱 M 弧总称为弱弧。强弧支撑的分支称为强分支，强分支上的节点称为强节点。从采矿的角度来看，强 P 弧支撑的分支（简称强 P 分支）上的节点符合开采顺序关系，而且总价值大于零，所以是开采的目标。虽然弱 M 分支的总价值大于零，但由于 M 弧指向树根，不符合开采顺序关系，故不能开采。由于弱 P 分支和强 M 分支的价值不为正，所以不是开采目标。

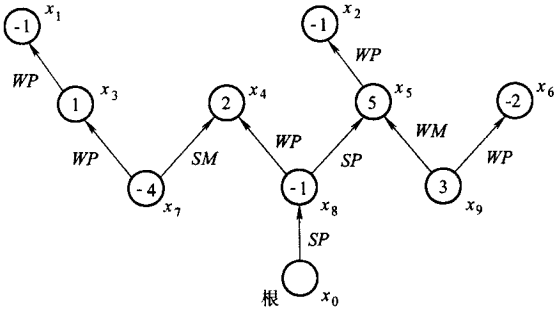


图 6－1－27　具有各种弧的树

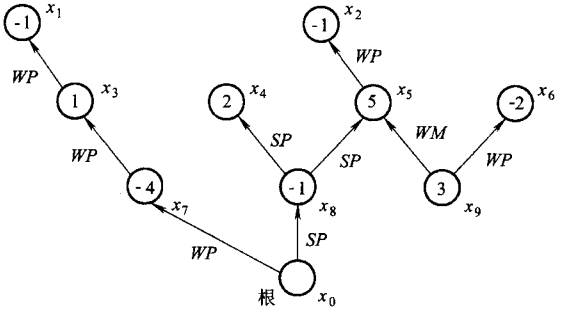
（二）树的正则化

正则树是一个没有不与根直接相连的强弧的树。正则化步骤如下：

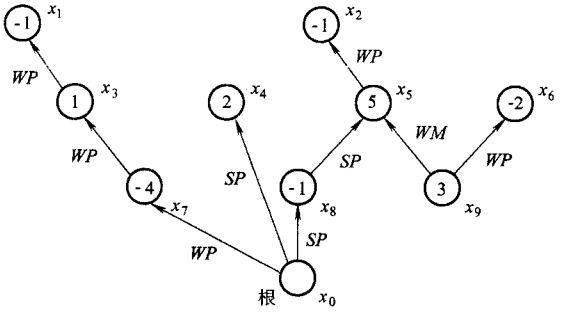
第一步　在树中找到一条不与根直接相连的强弧（x_i，x_j），若（x_i，x_j）是强 P 弧，则将其删除，代之以（x_0，x_j）；若（x_i，x_j）是强 M 弧，则将其删除，代之以（x_0，x_i）。（x_0 是树根，以下相同。）。

第二步 :重新计算第一步得到的新树中弧的权值,标注弧的种类。以新树为基础,重复第一步。这一过程一直进行下去,直到找不到不与根直接相连的强弧为止。

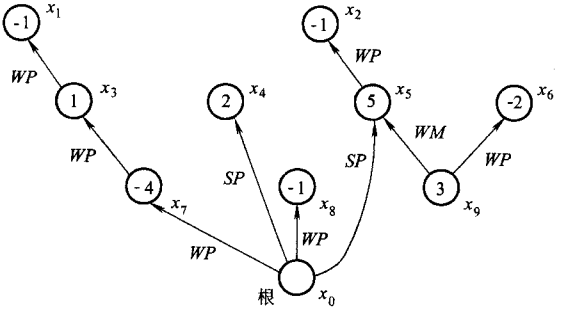
图 6 – 1 – 27 中树的正则化过程如图 6 – 1 – 28 所示。



a　去掉图 6-1-27 中的弧(x_7, x_4),代之以弧(x_0, x_7),得树T^1



b　去掉T^1中的弧(x_8, x_4),代之以弧(x_0, x_4),得树T^2



c　去掉T^2中的弧(x_8, x_5),代之以弧(x_0, x_5),得树T^3,T^3为正则树

图 6 – 1 – 28　树的正则化举例

(三)图论法境界优化定理及算法

从前面的定义可知,最大闭包是权值最大的可行子图。从采矿角度来看,最大闭包是具有最大开采价值的开采境界。因此,求最佳开采境界实质上就是在价值模型所对应

的图中求最大闭包。

定理　若有向图 G 的正则树的强节点集合 Y 是 G 的闭包，则 Y 即为最大闭包。(证明从略)

依据上述定理求最终境界的图论算法如下：

第一步：依据最大允许帮坡角的几何约束，将价值模型转化为有向图 G(图 6－1－29)。

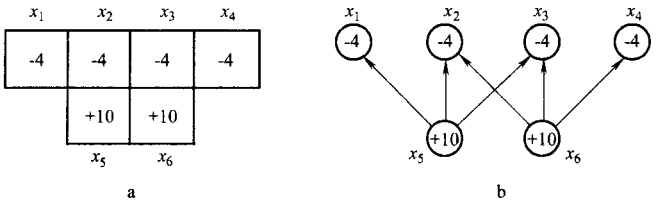


图 6－1－29　价值模型及其图论表述

第二步：构筑图 G 的初始正则树 T^0(最简单的正则树是在图 G 下方加一虚根 x_0，并将 x_0 与 G 中的所有节点用 P 弧相连得到的树)，根据弧的权值标明每一条弧的种类(图 6－1－30a)。

第三步：找出正则树的强节点集合 Y(图 6－1－30a 所示 T^0 的强节点集合为 $Y=\{x_5,x_6\}$)，若 Y 是 G 的闭包，则 Y 为最大闭包，Y 中诸节点对应的块的集合构成最佳开采境界，算法停止；否则，执行下一步。

第四步：从 G 中找出这样的一条弧(x_i，x_j)，即 x_i 在 Y 内、x_j 在 Y 外的弧，并找出树中包含 x_i 的强 P 分支的根点 x_r，x_r 是支撑强 P 分支的那条弧上属于分支的那个端点(由于是正则树，该弧的另一端点为树根 x_0)。然后将弧(x_0，x_r)删除，代之以弧(x_i，x_j)，得一新树。重新标定新树中诸弧的种类。

第五步：如果经过第四步得到的树不是正则树(即存在不直接与根相连的强弧)，应用前面所述的正则化步骤，将树转变为正则树。

第六步：如果新的正则树的强节点集合 Y 是图 G 的闭包，Y 即为最大闭包；否则，重复第四和第五步，直到 Y 是 G 的闭包为止。

例　二维价值模型如图 6－1－29a 所示，利用图论法求最佳境界。

解　上述算法的第一、第二步完成后，初始正则树如图 6－1－30a 所示。强节点集 $Y=\{x_5,x_6\}$ 不是 G 的闭包。从原图 G 中可以看出，Y 内的 x_5 与 Y 外的 x_1 相连，树中包含 x_5 的分支只有一个节点，即 x_5 本身，所以这一分支的根点也是 x_5。应用算法第四步的规则，将(x_0，x_5)删除，代之以(x_5，x_1)，初始树 T^0 变为 T^1(图 6－1－30b)。T^1 为正则树，所以不需执行算法第五步。

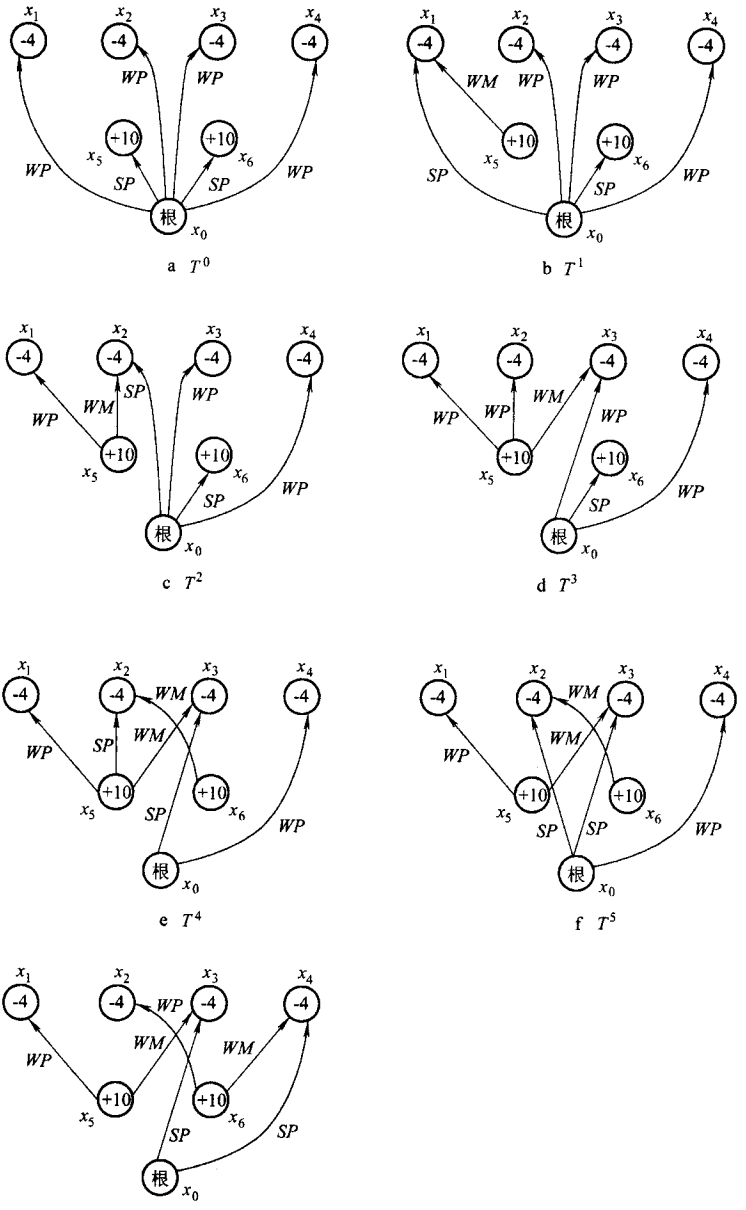


图 6－1－30　LG 图论法境界优化举例

T^1 的强节点集 $Y=\{x_1,x_5,x_6\}$仍不是 G 的闭包。从 G 可以看出，Y 内的 x_5 与 Y 外的 x_2 相连。T^1 中包含 x_5 的强 P 分支的根点为 x_1。所以将(x_0,x_1)删除，代之所以(x_5,x_2)，T^1 变为 T^2(图 6－1－30c)。T^2 仍为正则树。

T^2 的强节点集 $Y=\{x_1,x_2,x_5,x_6\}$仍不是 G 的闭包。从 G 可以看出，Y 内的 x_5 与 Y 外的 x_3 相连。T^2 中包含 x_5 的强 P 分支的根点为 x_2。所以，将(x_0,x_2)删除，代

之以(x_5，x_3)，得树 T^3(图 6－1－30d)。T^3 仍为正则树。

T^3 的强节点集合 $Y=\{x_6\}$仍不是 G 的闭包。从 G 可以看出，Y 内的 X_6 与 Y 外的 x_2 相连，x_6 本身为其所在强 P 分支的根点。将(x_1，x_6)删除，代之以(x_6，x_2)，得树 T^4(图 6－1－30e)。因为(x_5，x_2)变为强弧，T^4 不是正则树。将 T^4 正则化得 T^5(图 6－1－30f)。

T^5 的强节点集合 $Y=\{x_1,x_5,x_3,x_2,x_6\}$仍不是 G 的闭包。从 G 可以看出，Y 内的 x_6 与 Y 外的 x_4 相连。T^5 中包含 x_6 的强 P 分支的根点是 x_2。将(x_0，x_2)删除，代之以(x_6，x_4)得 T^6(图 6－1－30g)。T^6 为正则树。

T^6 的强节点集合 $Y=\{x_1,x_5,x_3,x_2,x_6,x_4\}$是 G 的闭包，因此 Y 也是 G 的最大闭包，闭包权数为 +4。最佳开采境界由原模型中的全部 6 个块组成。如果应用浮锥法，本例的结果会是零境界。即境界不包含任何块。

本章较详细地介绍了确定露天开采境界的手工方法和计算机优化方法。浮锥法和 LG 图论法在发达国有的应用最为广泛。这两种方法均基于矿床的价值模型，所求得的最佳境界由被开采的块的集合组成。在某一水平的平面投影图上，境界线是由该水平上的一组方块的外轮廓线构成，呈阶梯状。因此，实践中需要对最终境界的优化解进行光滑处理并加入运输通道，使之成为实际可行的最终境界设计方案。在光滑处理时，应使处理后的境界与处理前的优化解之间的偏差尽可能小，以保持最后结构的优越性。

最终境界的设计往往是在矿山投产前完成的，而最终境界的形成是在矿山开采十几年或几十年后。从本章的内容可知，最终境界是各生产工序的成本和产品价格的函数。在市场经济条件下，由于技术的进步、市场行情的变化等因素，矿山的生产成本和产品销售价格，在矿山开采一采寿命期内会发生很大变化。因此，在矿山投产前设计的最优境界方案，在矿山开定时期后可能不再是最优方案，甚至可能是经济上很不合理的方案。鉴于此，在进行可行性研究和初步设计时，往往要针对不同的成本和产品价格设计出多个境界方案，用以分析最终境界随这些参数变化的灵敏度。同时，在矿山开采过程中，每隔几年应用当时的经济技术参数对最终境界进行重新优化，是非常必要的。

第二章　露天矿床开拓

第一节　露天矿床开拓分类

露天矿床的开拓方式与运输方式有密切联系。露天矿床开拓分类主要按运输方式来确定，按运输干线的布线形式和固定性作为进一步分类的依据。露天矿床开拓按运输方式可分为：

1. 公路运输开拓。

2. 铁路运输开拓。

3. 联合运输开拓。

(1)公路－铁路联合运输开拓；

(2)公路(铁路)－破碎站－带式输送机联合运输开拓；

(3)公路(铁路)－箕斗联合运输开拓；

(4)公路(铁路)－平硐溜井联合运输开拓。

表 6－2－1 为不同开拓方式的应用条件。按表 6－2－2 为我国部分露天矿开拓方式。表 6－2－3 为国外一些露天矿开拓方式。

我国的化工、建材等非金属矿山和核工业部的露天矿，多数是中小型矿山，以采用公路运输开拓为主。有色金属的露天矿山绝大多数也采用公路开拓，黑色金属露天矿山中，大约 60％的产量是用铁路运输开拓开采的，30％多的产量是用公路运输开拓。

一、影响开拓方式的主要因素

1. 矿体赋存的地质地形条件对开拓方式的影响

表 6-2-1 不同开拓运输方式的应用条件

露天矿床开拓方式	露天矿参数					适用条件	主要优缺点
	面积	深度或比高 (m)	运距 (km)	坡度 (%)	曲线半径 (m)		
公路运输开拓	受限	<150 (普通自卸汽车) <250 (电动轮汽车)	<2~3 (普通自卸汽车) 4~5 (电动轮汽车)	≤8 特殊情况短距离可达 12	≥15 (小吨位汽车) ≥30 (大吨位汽车)	任意地形条件的露天矿,运距不超过露天矿参数中的限值;修建铁路不经济,要求分采分运的露天矿	优点:机动灵活,转弯半径小,爬坡能力大,线路工程量小,基建时间短,基建投资少,便于采用分期、分区开采;有利于采用移动坑线开拓和分散的排土场;掘沟方法较铁路运输掘沟方法简单,掘沟速度及延深速度快 缺点:易受气候条件影响;燃油、轮胎消耗量及道路养护工作量大,运输成本高,每延深 100m 运输成本增加 50~60%,故经济合理运距短;汽车噪音和废气污染较大
准轨铁路运输开拓	面积大	100~150, 牵引机组达 250~300	>4	2~4	≥120	地形不复杂,矿体形态应满足线路平面、纵剖面要求的大型露天矿	优点:运输量大,运输成本低(0.08~0.12 元/吨·公里),经济合理运距长;气候条件的影响较公路运输小;运输设备坚固 缺点:线路工程量大,基建时间长,基建投资多;采场和排土场的线路移设工作量大;运行组织管理工作复杂;要求采场尺寸大;铁路运输掘沟时,掘沟速度慢,新水平准备时间长,延深速度慢
窄轨铁路运输开拓			~3			中小型露天矿	优点:投资少,见效快,占地少,设备简单等 缺点:运量少,运输成本高,生产效率低
带式输送机运输开拓	不限	>80	>3	35<(16°~18°)		深度大,运距长、运量大的露天矿,工作面设移动式破碎机	优点:爬坡能力大,运输距离短,基建工程量小;运输能力大;运输成本低,每延深 100m,运输成本只增加 5~6%;操作简便,自动化程度高;设备容易维修 缺点:带式输送机发生故障时,将影响全矿生产;不适于输送粘性大的岩土;一次投资多;胶带磨损大

露天矿床开拓方式	露天矿参数					适用条件	主要优缺点
	面积	深度或比高(m)	运距(km)	坡度(%)	曲线半径(m)		
铁路—公路联合运输开拓	不限	80～250或更大	汽车1～1.5			铁路运输开拓部分,矿体形态能满足线路平面、纵剖面要求,不分采分运;公路运输开拓部分,平面尺寸小,不适于铁路运输,对载重40t以下的自卸汽车运距在1～1.5km以内,对电动轮自卸汽车运距不大于3km	优点:可充分发挥汽车运输和铁路运输的优越性,提高运营效果 缺点:需设转载站或倒装站;增加了最终边坡的扩帮量
公路—带式输送机联合运输开拓	不限	>80	汽车1～1.5;带式输送机>3	公路≤8;带式输送机≤35		在采深大于150～300m的露天矿,当运量大,采用单一汽车或铁路运输不能满足要求和不经济时,采用此联合运输开拓方式	优点:能充分发挥汽车和带式输送机的特长 缺点:破碎站移设工作复杂 其他优缺点同带式输送机运输开拓
公路(窄轨铁路)—箕斗联台运输开拓	受限	80<300～400	汽车1～1.5;铁路≤3	公路≤8		适用于深凹露天矿和高差大的山坡露天矿	优点:提升斜坡道角度大,运输距离短,基建工程量小;投资少;运营费低 缺点:采场内和地表均需转载,生产能力受到限制;转载站移设和延深工程量较大;箕斗提升系统形成后,扩大露天矿生产能力较困难,故在大型露天矿使用较少
公路(铁路)—平硐溜井联合运输开拓		>120		溜井55°～90°		矿山规模不限的山坡露天矿,不适用于粉矿多;粘性大的矿石	优点:基建工程量和所需设备少,节省投资;生产能力大;能源消耗少;经营费用低;有一定贮矿能力,可调节生产 缺点:放矿管理工作要求严格,否则易发生堵塞和跑矿事故

表 6-2-2 我国部分露天矿开拓运输方式

矿山名称	生产能力(万吨/年)		采场地表尺寸(m)		设计开采深度(垂高)(m)	开拓运输方式
	矿石	矿岩	长度	宽度		
南芬铁矿	830	2855	2560	1480	527(一期)	公路-平硐溜井联合运输开拓
			3500	1900	712(二期)	
东鞍山铁矿	586	1802	2200	720	392	铁路运输开拓(+40m水平以上);公路-带式输送机联合运输开拓
歪头山铁矿	436.6	1955			352	
眼前山铁矿	255.5	717	1400	600～700	289	铁路运输开拓
南山铁矿	623.3	1510	1100	880	305	铁路运输开拓
海南铁矿	417.6	1490.15	1650	950	510	铁路-公路联合运输开拓
齐大山铁矿	591.8	1488	4500	1700～1800	555(一期)	铁路运输开拓;公路运输开拓
					648(二期)	公路-平硐溜井联合运输开拓
水厂铁矿	873	3321	3600	900～1600	336	铁路运输开拓;公路运输开拓
大石河铁矿	898	3593	1740	340	120	铁路运输开拓;公路运输开拓
大冶铁矿	192	1312	2200	450	360	铁路-公路联合运输开拓
兰尖铁矿	621.3	1347.4	1100	950	570 兰家火山	公路-平硐溜井联合运输开拓
			400	360	435 尖包包	
朱家包包铁矿	153	816.7	2100	900	583	铁路-公路联合运输开拓
大孤山铁矿	400	1633	1600	1050	489	上部铁路运输开拓;深部公路-带式输送机联合运输开拓
峨口铁矿	311	851	1600	800	983	公路-斜坡箕斗联合运输开拓
大宝山铁矿	194	440	2000	660～990	480	公路-斜坡箕斗联合运输开拓
德兴铜矿			2400	2300	570	公路-平硐溜井联合运输开拓;深部
永平铜矿			1700	600	480	公路-带式输送机联合运输开拓
					156(封闭圈以下)	公路运输开拓
石录铜矿			1600	650	144(封闭圈以下)	
金堆城铜矿			2200(一期)	606～800(一期)	306(封闭圈以下)	公路运输开拓
金川镍矿					310	铁路-公路联合运输开拓
白银露天矿			1号采场 1320	600	232	铁路-公路联合运输开拓
			2号采场 1030	560	263	公路运输开拓
云浮硫铁矿	300	1620	1830	820	474	公路运输开拓
昆阳磷矿	160	1280	5100	800～1200	250	公路-带式输送机联合运输开拓
把关河石灰石矿			1300	900	300	公路运输开拓
南墅石墨矿	38	150	835	620	204	公路运输开拓

表 6-2-3 国外一些露天矿开拓运输方式

矿山名称	国名	矿石类型	生产能力(万吨/年)		地面尺寸(m)		开采深度(m)		开拓运输方式
			矿	岩	长	宽	实际	设计	
鹰山铁矿	美国	铁	1250	4350				231	公路运输开拓
共和铁矿	美国	铁	750	500			110	300	公路运输开拓,后期用公路,溜井,竖井、箕斗开拓
启诺铜矿	美国	铜			1370	1275	720	300	铁路-公路联合运输开拓
宾汉姆铜矿	美国	铜	10.8万吨/日	27万吨/日	4000	2500	800		公路、铁路并行及联合运输开拓(矿石用铁路)
双峰铜矿	美国	铜	11万吨/日	13万吨/日	2400	1600	250	550	公路-带式输送机联合运输开拓
西雅里塔铜钼矿	美国	铜							同上
陡岩明铁矿	加拿大	铁	5300						公路运输开拓
拉克珍妮铁矿	加拿大	铁	2000	1100	2600	810	220	290	同上
杰赛铜矿	加拿大	铜	549	32.7	720	570	240	315	同上
卡纳尼亚铜矿	墨西哥	铜	2.4万吨/日		1219	915	244		公路-溜井-带式输送机联合运输开拓
托格帕拉制矿	秘鲁	铜	5.1万吨/日	17.5万吨/日	2000	1500	270		铁路-公路联合运输开拓
埃克索的加铜矿	智利	铜	2.8万吨/日				183		公路-破碎机-带式输送机联合运输开拓
丘基卡马塔铜矿	智利	铜	10.6	7万吨/日			122		同上
惠尔巴克山铁矿	澳大利亚	铁	500	500	2288	671	305		公路运输开拓
摩根山铜矿	澳大利亚	铜	134	220	910	610	268		同上
列别金斯克铁矿	苏联	铁	3000	3950	1900	1600	135	400	公路、铁路并用开拓(矿石);轮斗-带式输送机开拓(岩石)
米哈依诺夫铁矿	苏联	铁	1000	7000	6500	2500	125	300	公路-带式输送机联合运输开拓
新克里沃罗格铁矿	苏联	铁	1260	2200	1700	1000	122	300	公路-铁路-带式输送机联合运输开拓
英古列茨铁矿	苏联	铁	3000	5100	1800	1400	115	415	公路-带式输送机联合运输开拓
索科洛夫铁矿	苏联	铁	950	5750	3200	1400	200	468	铁路-公路联合运输开拓
萨尔拜依铁矿	苏联	铁	1800	8400	3100	2300	180	630	铁路-公路联合运输开拓;深部斜井-带式输送机开拓
奥列涅戈尔斯克铁矿	苏联	铁	1350	1550	3200	1050		450	铁路、公路并行运输开拓

按矿体赋存条件可能有一种或几种不同的开拓方式和方案。赋存较浅、平面尺寸较大的矿体,可采用公路运输开拓或铁路运输开拓。对于赋存较深的矿体、开采深度较大的露天矿,可采用公路－带式输送机运输开拓或斜坡箕斗提升开拓。当矿体赋存较深、平面尺寸较大时,除能用公路－带式输送机联合运输开拓和斜坡箕斗提升开拓外,还可用铁路－公路联合运输开拓。矿体赋存条件复杂、分散、平面尺寸和高差不大的山坡露天矿或开采深度不大的凹陷露天矿,采用公路运输开拓更为适宜。矿体赋存在地形高差很大、坡陡的山峰,采用平硐溜井开拓被认为是技术上可行、经济上合理的开拓方式。

2. 露天矿生产能力对开拓方式的影响

露天矿生产能力的大小,影响着采掘运输设备的选型,而运输设备类型的不同,开拓方式亦各异。如生产能力大的带式输送机运输与生产能力小的斜坡箕斗提升,其开拓方式是不同的。若在露天矿场最终边帮布置沟道,前者倾角一般不大于 18°,斜交最终边帮倾向布置沟道 斜坡箕斗提升是沿着最终边帮倾向布置沟道,且在集运水平设转载栈桥。

3. 基建工程量和基建期限对开拓方式和方案的要求

为减少基建工程量、缩短建设期限和减少基建投资,可靠近矿体布置移动坑线开拓,矿体倾角小时采用底帮固定坑线开拓,以及采用横向布置开段沟进行开拓。

4. 矿石损失与贫化对开拓方式和方案的要求

矿石损失与贫化直接影响着矿产资源的利用程度和生产的经济效益。在选择开拓方式和方案时,要考虑有利于降低矿石损失与贫化,这对开采矿石价值高的矿体更为重要。开采有岩石夹层的矿体,采用汽车运输开拓和采场内采用汽车运输的部分联合开拓方案,有利于进行分采,以减少矿石损失与贫化。采用工作线由顶帮向底帮推进的固定坑线开拓和靠近矿体上盘的移动坑线开拓,均可减少矿岩接触带处的矿石损失与贫化。

5. 地下开拓方式的利用

依矿体赋存条件,上部用露天开采深部用地下开采。当先进行地下开采,后转露天开采时,若地下开拓系统能满足露天矿矿石生产能力要求,且经济合理,可利用地下开拓系统运输露天矿采出的矿石。

二、选择开拓方式的主要原则

矿山开拓方式选择的主要原则是在满足国家要求的前提下,选择生产工艺简单可靠 基建工程量小,基建投资少,生产经营费用低,占地少,投产早,达产快,且静态和动态投资回收期短,投资收益率高的开拓运输系统。

因为露天矿开拓方式直接影响着基建工程量、基建时间和基建投资。不同的开拓方式,矿岩运输成本及能耗亦各异,运输成本一般占矿岩生产成本的 40～60%(例如云浮硫

铁矿运输成本占总成本的53%）；运输能耗占总能耗的40～70%。因此，需根据矿体的赋存条件，综合考虑各影响因素，经全面分析比较后，选出技术上可行、经济上合理的开拓方式。

三、开拓方式的评价方法

参见矿山技术经济研究和评价资料。

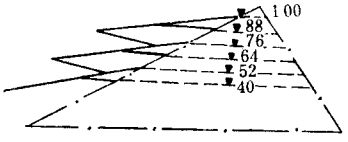
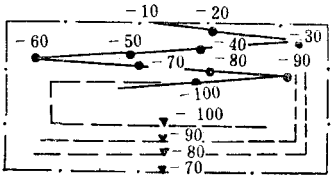
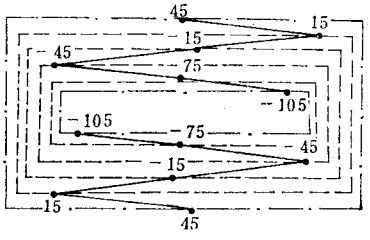
第二节　公路运输开拓

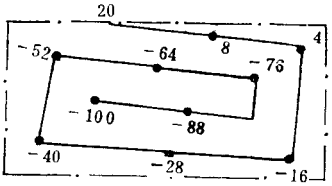
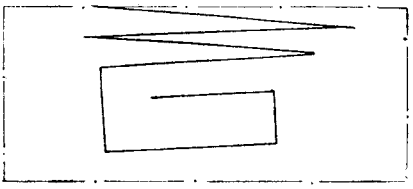
一、公路运输开拓的适用条件及主要优缺点

其适用条件及主要优缺点见表6－2－1。

二、公路运输开拓坑线的布置形式

表6－2－4　公路运输开拓坑线的主要布置形式及其适用条件

坑线布置形式	图　　示	适用条件及特点
回返坑线	 坑线布置在采场境界外端部	适用于长度不大的山坡地形露天矿，开拓干线从下往上一次形成
	 单侧布置坑线	适用于长度不大的凹陷露天矿，在非工作帮和端帮上布置固定坑线。为了减少基建工程量，缩短基建时间，可将坑线布置在矿体上、下盘接触线处，形成移动坑线
		适用于长度较大、生产规模较大的凹陷露天矿。双坑绒布置可缩短运距，提高运输能力。可用固定坑线或移动坑线开拓

坑线布置形式	图　　示	适用条件及特点
螺旋坑线		适用于长，宽相差不大，同时开采的台阶数少的凹陷露天矿。坑线沿四周边帮布置
回返坑线与螺旋坑线联合布置		采场上部用回返坑线开拓，随着开采深度下降采场平面尺寸减小，当汽车不能回返运行时，改用螺旋坑线开拓

根据露天矿的地形条件、菜场平面尺寸和开采深度，公路运输开拓坑线的布置形式及其适用条件列于表 6－2－4，按照采矿工艺要求及地形状况，单独采用，或联合使用。

公路运输开拓除前述几种坑线布置形式外，还有直进式坑线开拓和地下斜坡道开拓。前者是用于长度很大的单侧山坡地形和开采深度不大、走向很长的凹陷露天矿，后者（如图 6－2－1 所示）是在露天采场境界外设置地下斜坡道，并在相应标高处设有出入口通往各开采水平，汽车自采场经出入口、斜坡道至地表。

地下斜坡道开拓坑线布置形式有螺旋式斜坡道（图 6－2－1a）和回返式斜坡道（图 6－2－1b）。螺旋式斜坡道是在露天采场境界外绕四周边帮呈螺旋式向下延深。回返式斜坡道设在露天边帮的一侧。

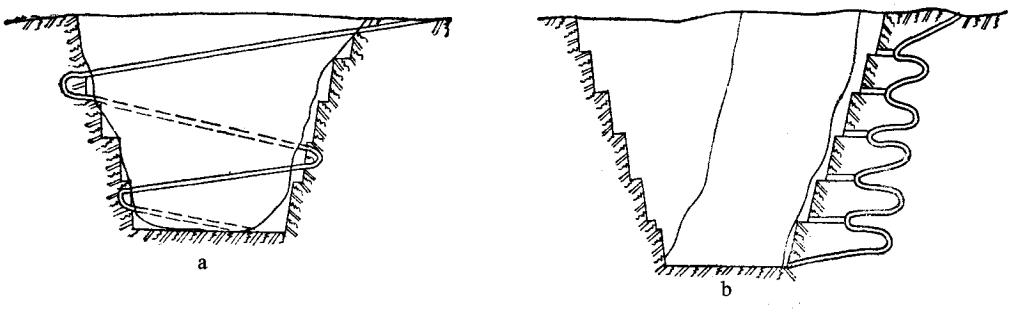


图 6－2－1　地下斜坡道汽车运输开拓

a—螺旋式斜坡道开拓；b—回返式斜坡道开拓

地下斜坡道开拓有如下优点：

1．不在露天边帮上设置运输坑线，消除了因设露天开拓坑线而引起的附加剥岩

2. 地下斜坡道比露天沟道的岩石风化作用小，维护工作量及维护费用少。

3. 地下斜坡道不受雨、雪、冰的影响，还可避免因边坡的稳定性问题而影响运输工作。

地下斜坡道开拓的缺点是单位体积掘进费用比掘进露天沟道的费用高，但它可从减少的那部分剥岩量而得到一定的弥补；斜坡道掘进速度比掘进露天沟道慢；生产能力受到一定限制，故适用于开采中小型露天矿。

三、公路运输开拓的合理深度

随着露天矿开采深度的增加，运距加长，汽车运输综合效率下降，根据统计表明：露天矿每延深 100m，汽车运输效率下降 25～27%。表 6－2－5 中列出不同运距和坑线纵坡的汽车运输综合效率的百分比。表中以 1km 的运距的综合效率为 100%作基准进行比较。

从此表中看出，在相同的纵坡条件下，运距从 0.5km 增加到 3km 时，平均每增加 1km，汽车运输效率下降 20～25%左右。在表 6－2－6 中列出了国产五种车型运距为 1～5km 时汽车的台年生产能力。

不同运输条件下，自卸汽车的经济运距见图 6－2－2。从图 6－2－2 可知，经济合理的开采深度：普通自卸汽车不大于 120m；电动轮自卸汽车不大于 250m。

四、实例

实例　密云铁矿单侧回返坑线开拓（见图 6－2－3）

表 6－2－5　汽车运输在不同条件下的综合效率（相对百分比，%）

汽车载重 (t)	道路坡度(%)											
	4				6				8			
	运输距离(km)											
	0.5	1.0	2.0	3.0	0.5	1.0	2.0	3.0	0.5	1.0	2.0	3.0
27	128	100	69.0	49.6	127	100	66.7	48	129	100	66.7	45.6
40	126	100	64.5	49.3	120	100	62.07	44.8	129.6	100	62.0	46.2
75	121.25	100	69	52.0	119	100	68.04	50.25	116.7	100	64.4	47.2
108	121.00	100	69.40	52.63	119.66	100	66.89	51.03	121.27	100	66.79	51.49

表 6－2－6　露天矿汽车生产能力(万吨/台年)

运行条件	矿岩种类	运距(km)	汽车型号				
			QD－352	BJ－371	SH－380A	LN－392	SF－3100
重车下坡空车上坡	矿石 容重 $\gamma=3.3t/m^3$	1	11.70	26.54	41,78	86.27	129.75
		2	7.93	17.93	28.03	58.83	89.48
		3	6.00	13.54	21.08	44.63	68.26
		4	4.82	10.88	16.89	35.94	55.18
		5	4.03	9.09	14.10	30.10	46.32
	岩石 容重 $\gamma=2.7t/m^3$	1	9.57	23.86	34.18	79.56	118.22
		2	6.48	16.69	22.93	56.10	84.47
		3	4.90	12.84	17.24	43.41	65.68
		4	3.94	10.43	13.82	35.39	53.75
		5	3.29	8.78	11.53	29.86	45.47
	岩石 容重 $\gamma=2.3t/m^3$	1	8.15	22.27	29.12	74.40	103.73
		2	5.52	15.58	19.53	52.58	74.02
		3	4.18	11.98	14.69	40.64	57.51
		4	3.36	9.73	11.77	33.14	47.05
		5	2.80	8.19	9.82	27.97	39.79
重车上坡空车下坡	矿石 容重 $\gamma=3.3t/m^3$	1	11.30	24.57	38.66	80.23	120.93
		2	7.39	15.92	24.86	52.47	79.96
		3	5.49	11.77	18.31	38.98	59.74
		4	4.37	9.34	14.50	31.00	47.69
		5	3.63	7.64	12.00	25.75	39.66
	岩石 容重 $\gamma=2.7t/m^3$	1	9.24	24.57	30.61	76.04	113.23
		2	6.04	15.34	20.35	51.69	77.90
		3	4.49	11.56	15.24	39.15	59.37
		4	3.57	9.27	12.18	31.50	47.97
		5	2.97	7.74	10.15	26,36	40.22
	岩石 容重 $\gamma=2.3t/m^3$	1	7.87	21.32	34.33	71.37	99.72
		2	5.15	14.36	22,97	48.54	68.55
		3	3.82	10.82	17.26	36.78	52.23
		4	3.04	8.68	13.82	29.62	42.18
		5	2.53	7.25	11.53	24.78	35.39

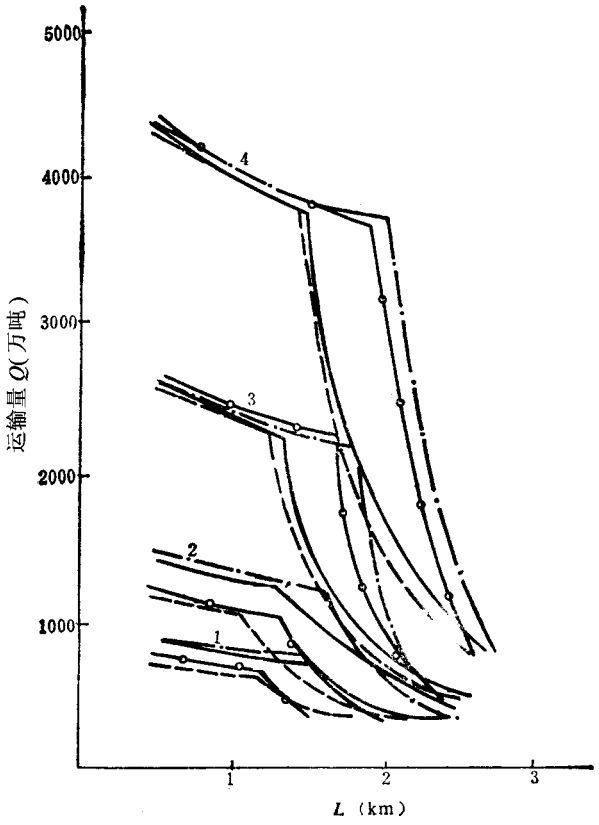


图 6－2－2　汽车经济运输距离曲线图

1—HJ371；2—SH－380A；3—LN－392；4—SF－3100

——山坡露天矿矿石经济合理运距；

－－－山坡露天矿岩石经济合理运距；

—·—深凹露天矿矿石经济合理运距；

—°—深凹露天矿岩石经济合理运距

密云铁矿沙厂矿区有四个矿带，本文介绍的是Ⅱ、Ⅲ矿带北端的铁山头露天采场。一期开采的设计规模为 100 万吨/年。设计露天底部标高为 －4m，地表境界尺寸为 630×450m，露天采场底部尺寸为 250×40m。176m 以下为凹陷露天开采，开采深度为 180m。采用底帮和端帮固定回返坑线开拓，公路坡度为 6%。

实例　德兴铜矿双侧开拓运输系统(见图 6－2－4)

德兴铜矿为斑岩型铜矿床。矿体走向长度 2300m，平均厚度 120m，倾角平均 35°，矿体延伸为 +367～－600m 以下。上、下盘岩石为蚀变千枚岩和花岗闪长斑岩。

目前采用公路－破碎站－平硐溜井开移，平硐为窄轨铁路运输。1987 年矿石生产能力为 591 万吨，矿岩总量为 1375 万吨。

该矿三期工程初步设计，采场封闭圈标高为 + 125m，其上口境界尺寸 2400 × 2300m，露天底部标高为 - 220m（北山）和 - 160m（南山），开采深度（不含山坡部分）为 285 ~ 345m。矿石生产能力为 2970 万吨/年，矿岩总量为 7425 ~ 8019 万吨/年。开拓运输方式，采用公路 - 破碎站 - 窄轨铁路（前期）及公路 - 破碎站 - 带式输送机运输矿石；岩石运输，前期为公路运输，后期为公路 - 破碎站 - 带式输送机运输。

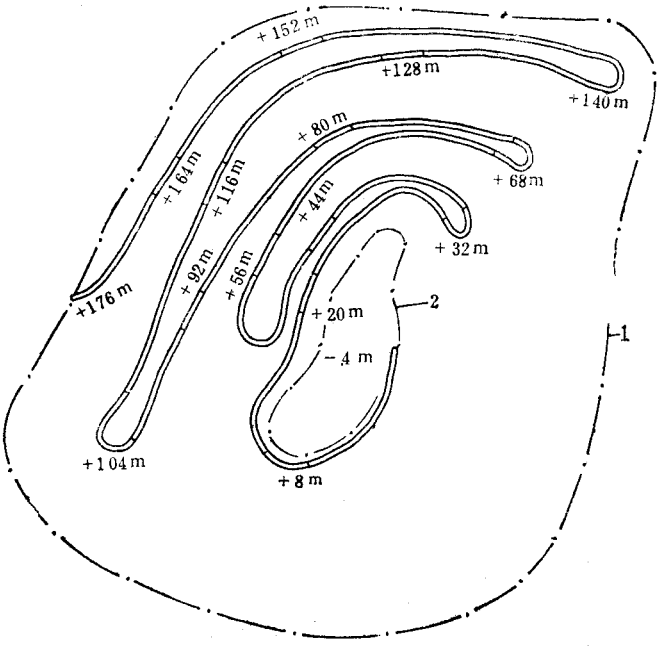


图 6 - 2 - 3　密云铁矿单侧回返坑线开拓

1—露天采场地表境界；2—露天采场底部境界

实例　铜绿山铜铁矿开拓运输系统（见图 6 - 2 - 5）

该矿由大小不等的 11 个矿体组成，露天矿主要开采Ⅰ、Ⅱ号矿体。Ⅰ号矿体位于矿区南端，主矿体走向长度 400m，厚度 40 ~ 60m，倾角 70° ~ 80°，廷深 280m 左右。Ⅱ号矿体位于Ⅰ号矿体上盘，二者相距 25 ~ 110m，长度 240m，厚度 34 ~ 76m，倾角 80° ~ 85°，最大廷深 108m。

露天矿设计生产能力 66 万吨/年。采场上部境界尺寸为 620 × 480m，底部境界尺寸为 265 × 65m，自封闭圈标高 + 35m 以下至 - 100m，开采深度为 135m。

露天采场形状似椭圆形，设计采用螺旋坑线开拓，+ 16m 以上在东西两帮分别设置出入沟，+ 16m 以下为单一的螺旋坑线开拓。

实例　铜山露天矿回返 - 螺旋坑线开拓（见图 6 - 2 - 6）

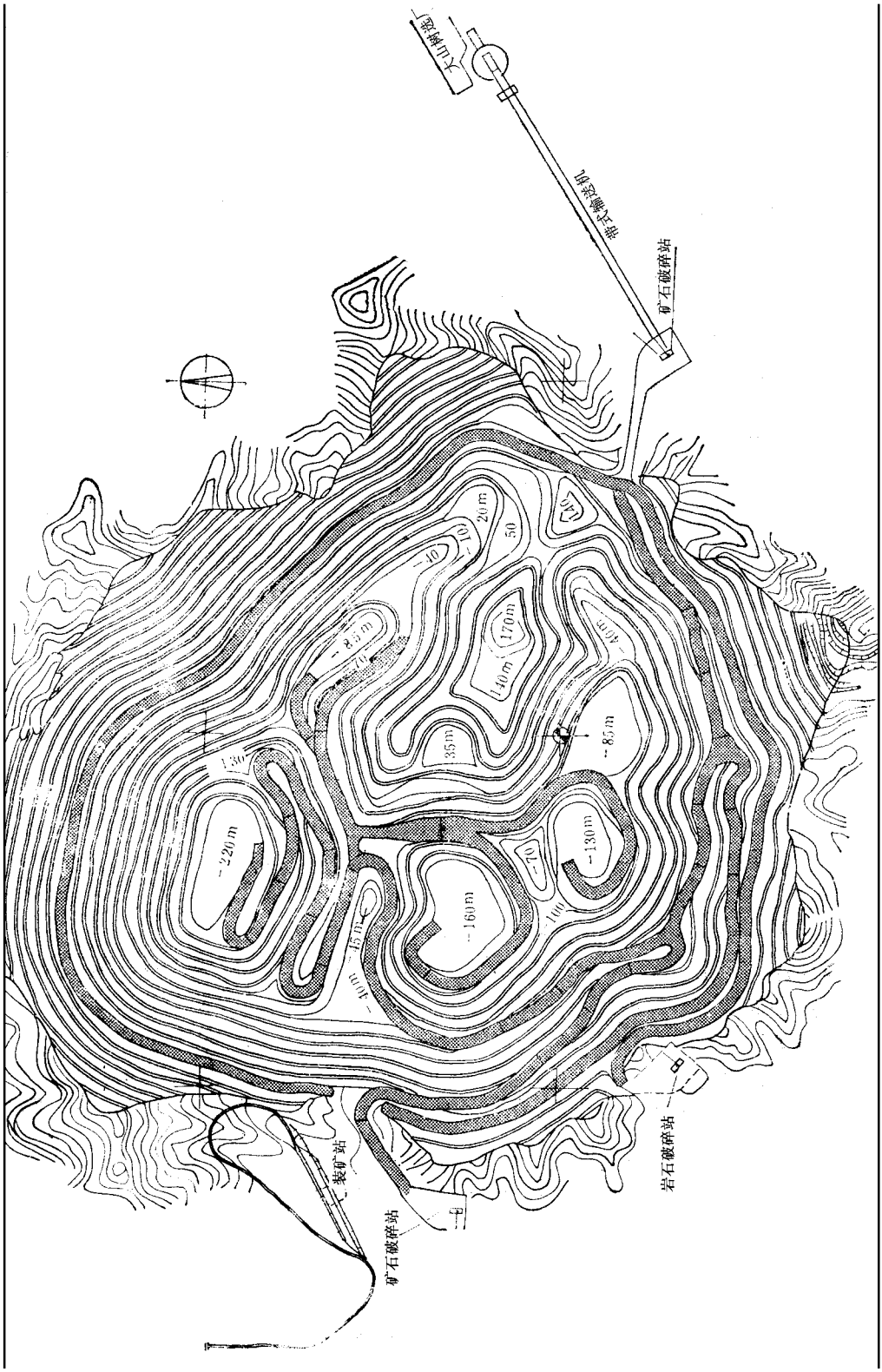


图 6-2-4　德兴铜矿铜厂矿区三期工程初步设计开拓系统示意图

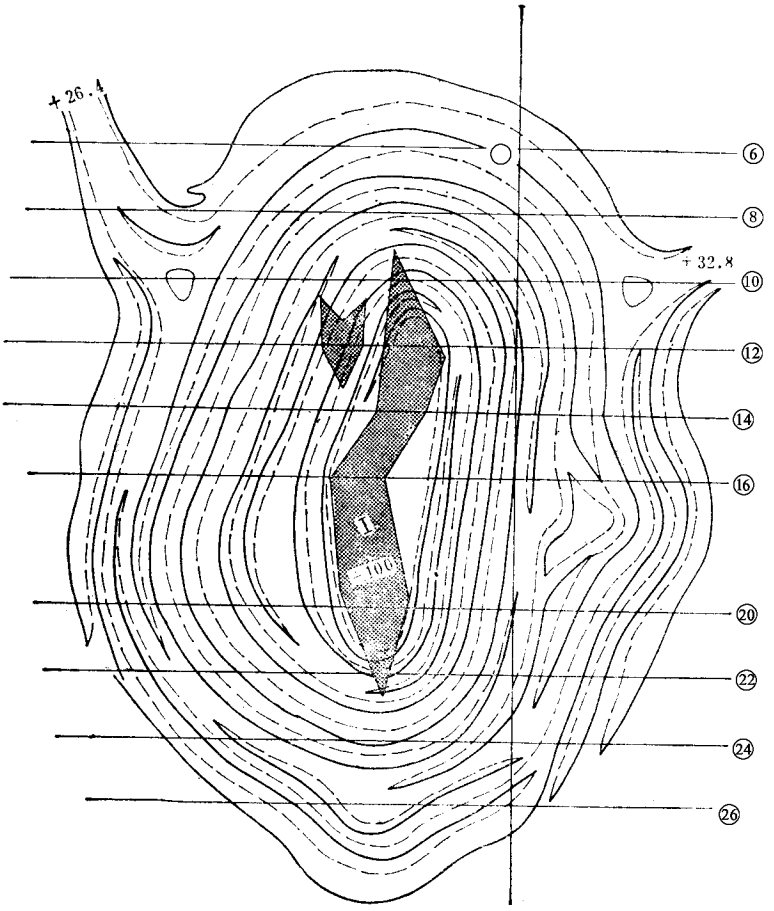


图 6－2－5　铜绿山铜铁矿螺旋坑线开拓示意图

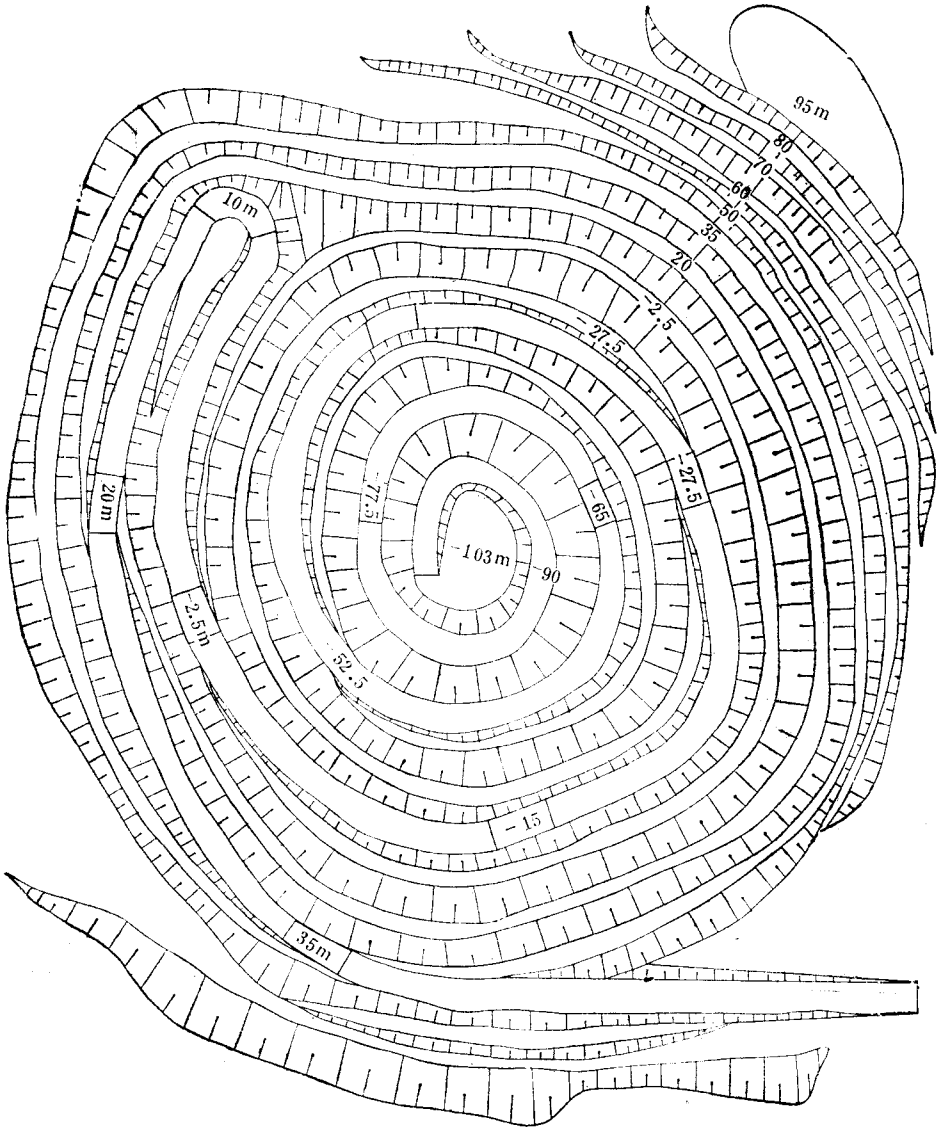


图 6－2－6　铜山露天矿回返螺旋坑线开拓示意图

该矿露天采场上口境界尺寸为 450 × 420m，开采深度 153 ~ 198m。在 + 10m 以上采用回返坑线开拓，+ 10m 至 - 103m 采用螺旋坑线开拓。从 + 10m 至 - 27.5m 为移动坑线，直至最终边帮固定；- 40m 以下为固定坑线开拓。

第三节　铁路运输开拓

一、铁路运输开拓坑线的布置形式

铁路坑线的布置形式主要有直进式、折返式和螺旋式三种，其基本形式及其相互组合的使用取决于地形、露天采矿场的平面尺寸、开采深度以及车辆正常运行所允许的纵剖面、平面线路要素。

直进式坑线运行条件最好，但只能用于开采深度浅，采场很长的露天矿。它多与折返坑线结合使用，即直进若干个台阶之后，坑线经折返站折返改变方向再继续直进。如此变换延深到采场底部，形成直进折返混合坑线，或称之为多水平折返坑线。

单水平的折返坑线是最基本的折返形式，在采场平面尺寸有限深度较大的矿山使用较广。

折返坑线需在折返地段设置折返站实现列车的换向与会让，其站形主要取决于矿山开采规模及所要求的通过能力。车站的平面尺寸和线路数目又直接与机车车辆类型、有效牵引参数、信联闭方式和工作平盘配线相关。其中通过能力较高的有双线燕尾式折返站和双线套袖式折返站，前者空重车进路有交叉站长约 200 ~ 250m，后者空重列车为平行进路互无干扰，站场长达 440 ~ 550m，通过能力最高。

折返坑线由于折返站的设置增大了铁道线路长度，停车换向、会让，降低了运输效率，增加了运行周期，故应尽量减少折返次数。

折返站是折返坑线的组成部分，限于铁路展线长度的要求，在凹陷露天矿中只能沿采场的长轴方向布置在底帮或顶帮上。

螺旋坑线与公路运输螺旋坑线开拓一样，沿采场四周的非工作帮设置，只有当采场形成最终边坡时才具备形成螺旋坑线条件。所以在多数情况下经常是在折返坑线基础上，将上部已形成最终边坡的几个台阶改造成螺旋坑线，其下部未到境界的台阶仍使用折返坑线，组成螺旋—折返坑线开拓。

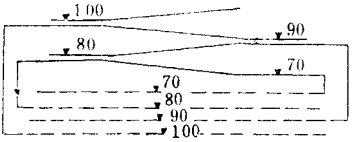
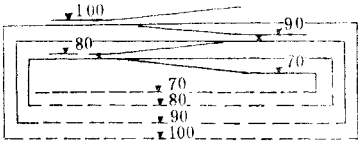
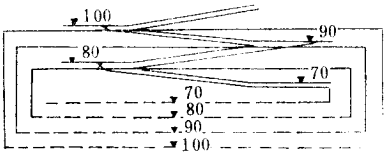
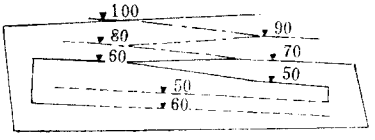
采取分期开采铁路运输开拓的大型露天矿，有条件应将分期开采与螺旋坑线结合考

虑。螺旋坑线可以借助分期开采的临时固定帮形成。为保证向二期境界过渡扩帮时螺旋坑线的安全生产，可预留有一定的安全宽度，当新线通车后再拆除旧线，这与上述不分期开采条件相比，螺旋坑线形成的早，承担的运输量多，但需要移设。

铁路螺旋坑线比折返坑线的使用条件要严格，大型露天矿境界长和宽一般要大于1.5km，坑线的形成与正常采剥和过渡扩帮工作相互制约。但其坑线通过能力可提高约30%，坑线缩短约16%，运输设备数量及运输费用也相应减少。

凹陷露天矿铁路运输开拓坑线的布置形式如表6－2－7所示。

表6－2－7　凹陷露天矿铁路运输开拓坑线几种主要布置形式

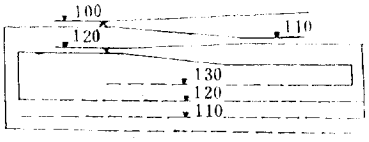
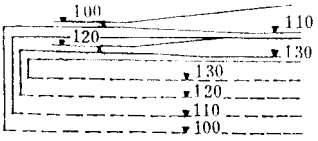
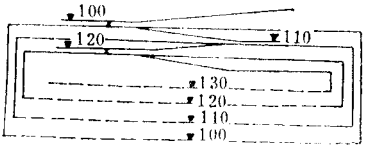
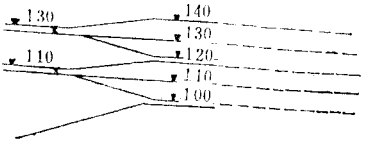
布线形式	图　示	适用条件
单线折返双侧交替进车		适于两侧端部有进车条件
单线折返环行		每个阶段电铲数量≥2台时，尽量采用环行运输
双线环行燕尾式折返站		适于年运输量大于700万吨的露天矿
螺旋坑线		需二次改线； 运输量大，开采年限长，当折返坑线不能完成运输量时可过渡到螺旋坑线

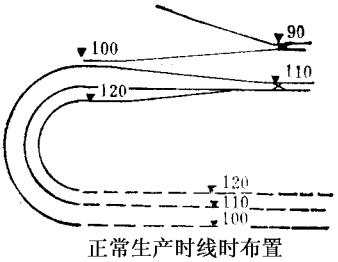
山坡露天矿的地形、开采空间和技术条件不同于凹陷露天矿。坑线的布置形式受自然地形影响较为突出，坑线布置形式如表6－2－8所示。

山坡露天矿具有单侧山坡和孤立山峰两种基本地形。单侧山坡时，为避免坑线的移动，多将坑线设在采场境界外的端部，以外部折返坑线连通各开采台阶和地面选矿厂，并利用地形高差采用多出口就近建立排土场。其坑线数目取决于矿岩运输量、流向及排土场的位置。

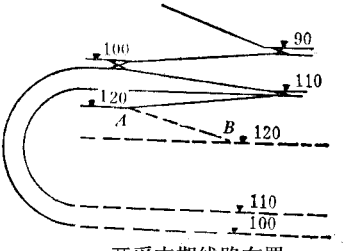
当地处孤立山峰时，开拓坑线多布置在工作帮的背面一侧，以免采剥作业对坑线造成不安全与断路问题。坑线沿地形折返由端部绕到各个工作台阶。当曲线半径不能满足坑线的绕行要求时，则由相应水平折返站引出联络线（如图 6－2－7 中的 AB 段），通过双壁路堑与工作面上的采掘线连通。

表 6－2－8　山坡露天矿铁路运输开拓坑线几种布线形式

布线形式	图　示	适用条件
单线折返双侧交替进车		地形为弧立山峰，两侧地形有入车条件，每个台阶电铲少于两台
单线折返单侧进车		地形为弧立山峰，仅一侧地形有入车条件
单线折返环行		地形为弧立山峰，每个台阶电铲大于或等于两台
端部折返一侧进车		采场附近地形为单侧山坡，仅一侧地形有入车条件，每个台阶电铲少于两台



正常生产时线时布置



开采末期线路布置

图 6－2－7　台阶开采末期线路的布置

开拓坑线按其固定性分为固定坑线和移动坑线开拓，通常多采用固定坑线开拓。铁

路运输移动坑线开拓线路移设工作量很大，线路质量差，开采三角台阶的设备效率低，故在生产实际中已很少使用。

二、铁路运输开拓的合理深度

由于铁路运输多为折返坑线开拓，随着开采深度的下降，列车在折返站因停车换向而使运行周期增加，尤其开采深度大时，因运行周期长而运输效率明显下降。按单位矿岩运输费用考虑，对凹陷露天矿单一铁路运输开拓的经济合理开采深度约为 120～150m，当采用牵引机组运输时，可将线路坡度提高到 60‰，开采深度最大可达 300m。对山坡露关矿在地形比高一般不超过 150～200m 的条件下，可取得理想的经济效果。故单二铁路运输开拓的合理使用范围在地表上下可达 300～350m（不含牵引机组运输）。

三、实例

几个矿的堆路运输开拓的主要技术经济指标列入表 6－2－9。

表 6－2－9　铁路造输开拓主要技术经济指标

项目	单位	眼前山铁矿	东鞍山铁矿	水厂铁矿	海南铁矿
设计矿石开采规模	万吨/年	300	700	750	460
实际达到矿石生产能力	万吨/年	271	580	850	408
设计最低开采标高	m	－109	－90(一期)	＋64(一期)	±0
采场封闭标高	m	＋105	＋53	＋124	＋168
开采台阶高度	m	12	12～14	12	11～12
采场地表尺寸(长×宽)	km	1.8×1.0	2.2×0.72	2.5×0.65	1.54×0.96
矿体厚度	m	平均 133	平均 203	平均 100	35～430
矿体倾角	(°)	70～85	50～80	70～85	10～60
铁路运输矿岩总量	万吨/年	823	1608	1420	1132
开拓坑线布置方式： 山坡部分 深凹部分		 端部双侧坑线 下盘固定折返坑线	 上盘折返坑线 下盘固定折返坑线	 下盘半固定折返坑线 汽车运输开拓坑线	 端部折返坑线 汽车螺旋坑线
铁路干线数目： 坡度 最小曲线半径	 ‰ m	双　轨 25～30 180	双　轨 重车 18　空车 35 150	双　轨 25～27 150	双　轨 30～35 120
铁路设计铺设标高 开拓深度 露天采场设计深度	m m m	－39 144(深凹)，45(山坡) 214(深凹)	－90 143(深凹)，209(山坡) 143(深凹)	＋124 84(山坡) 60(深凹)	＋250 150(山坡) 168(深凹)

项目	单位	眼前山铁矿	东鞍山铁矿	水厂铁矿	海南铁矿
铁路运输设备：					
机车粘重	t	150,100	150,100,80	150,100,80	100,80
翻斗车载重	t	60	60	60	60
机车牵引矿车数：					
150t 电机车	台	8	10	8	
100t 屯机车	台	5	9	6	8
80t 电机车	台		8	5	7
铁路矿岩运输距离	km		7	4.12	
矿石运输距离	km	7	7.5	4.13	
岩石运输距离	km	11	6.7	4.07	6
机车综合效率	万吨/台年	41.5		82.0	78.54
	万吨·公里/台年	400.3	527.8		501.0
150t 电机车	万吨/台年	51.4	527.8	90.9	
	万吨·公里/台年	507.6			
100t 电机车	万吨/台年	32.6		74.4	93.52
	万吨·公里/台年	303.7			561.4
80t 电机车	万吨/台年		493.5	82.7	70.6
	万吨·公里/台年		454.3		469.0
列车运行周期	分/次		253		
运矿周期	分/次	210	290		
运岩周期	分/次	240	244		
铁路运输费用	元/吨·公里	0.062		0.049	
	元/吨		0.34		0.521

实例　眼前山铁矿的铁路运输开拓

眼前山铁矿属沉积变质矿床，走向长度 1747m，倾角 70°～80°，平均厚度 133m。矿石为磁铁矿。上盘岩石为千枚岩，下盘多为混合岩。采场境界上部为 1400×1000m，底部标高 -109m。设计的矿石生产规模为 300 万吨/年。+81m 以上为山坡露天矿，采种端部铁路运输开拓（见图 6-2-8）。露天矿深部采用底帮固定折返坑线铁路运输开拓（见图 6-2-9）。

实例　东鞍山铁矿的铁路运输开拓

东鞍山铁矿矿体为条带状含铁石英岩，走向长 1845m，平均厚度 203m，地表出露水平厚度 70～420m，倾角 45°～50°。矿体上盘为灰色千枚岩，下盘为混合岩。

第一期开采境界：开采深度为 -90m；地面境界长度 2200m、宽度 720m；底部境界长

度 1680m、宽度 150m。设计生产规模 矿石 700 万吨/年 矿岩总量 2100 万吨/年。采用准轨铁路运输开拓。+40m 以上为山坡露天矿，+40m 以下为凹陷露天矿。

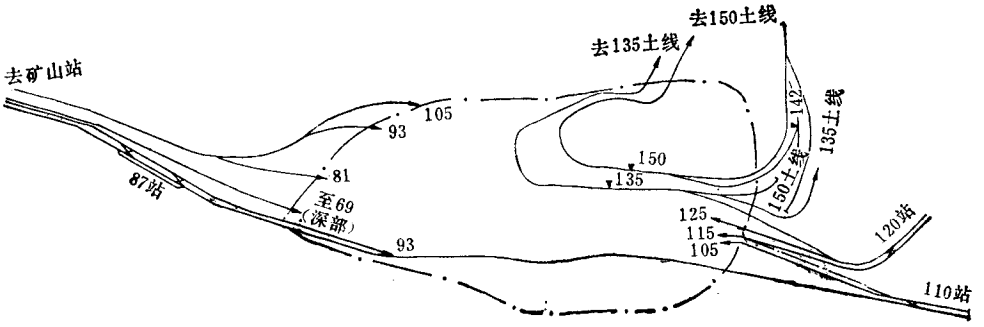


图 6－2－8　眼前山铁矿山坡部分开拓示意图

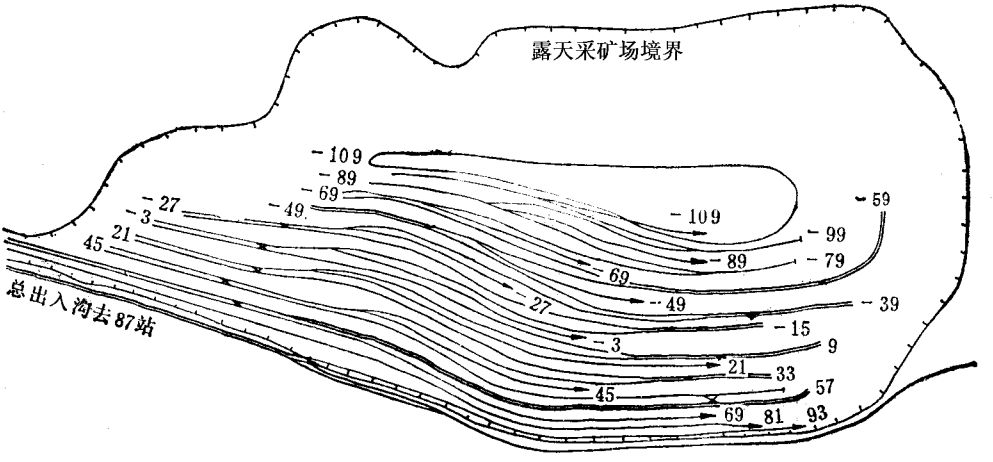


图 6－2－9　眼前山铁矿深凹部分开拓示意图

山坡露天矿(图 6－2－10)采用上盘外部固定折返坑线开拓，环线进出车，在采场东端，由 +102m 站经 +136m 站和 +152m 站与 +131m ~ +157m 各水平相通。+40m ~ +118m 各水平与 +102m 站相接。矿岩在 +102m 站分流，矿石经 +70m 站运往破碎站，岩石运往排土场。在采场西端，由 +100m 站和 +78m 站连接各开采水平。矿岩在 +100m 站和 +78m 站分流，矿石经 +70m 站运往破碎站，岩石经 +102m 站运往排土场。

凹陷露天矿(图 6－2－11)采用下盘固定折返坑线开拓。矿岩重车由各水平经 +14m 中间站、+42m 站，矿石运往破粹站，岩石再经 +102m 站运往排土场。

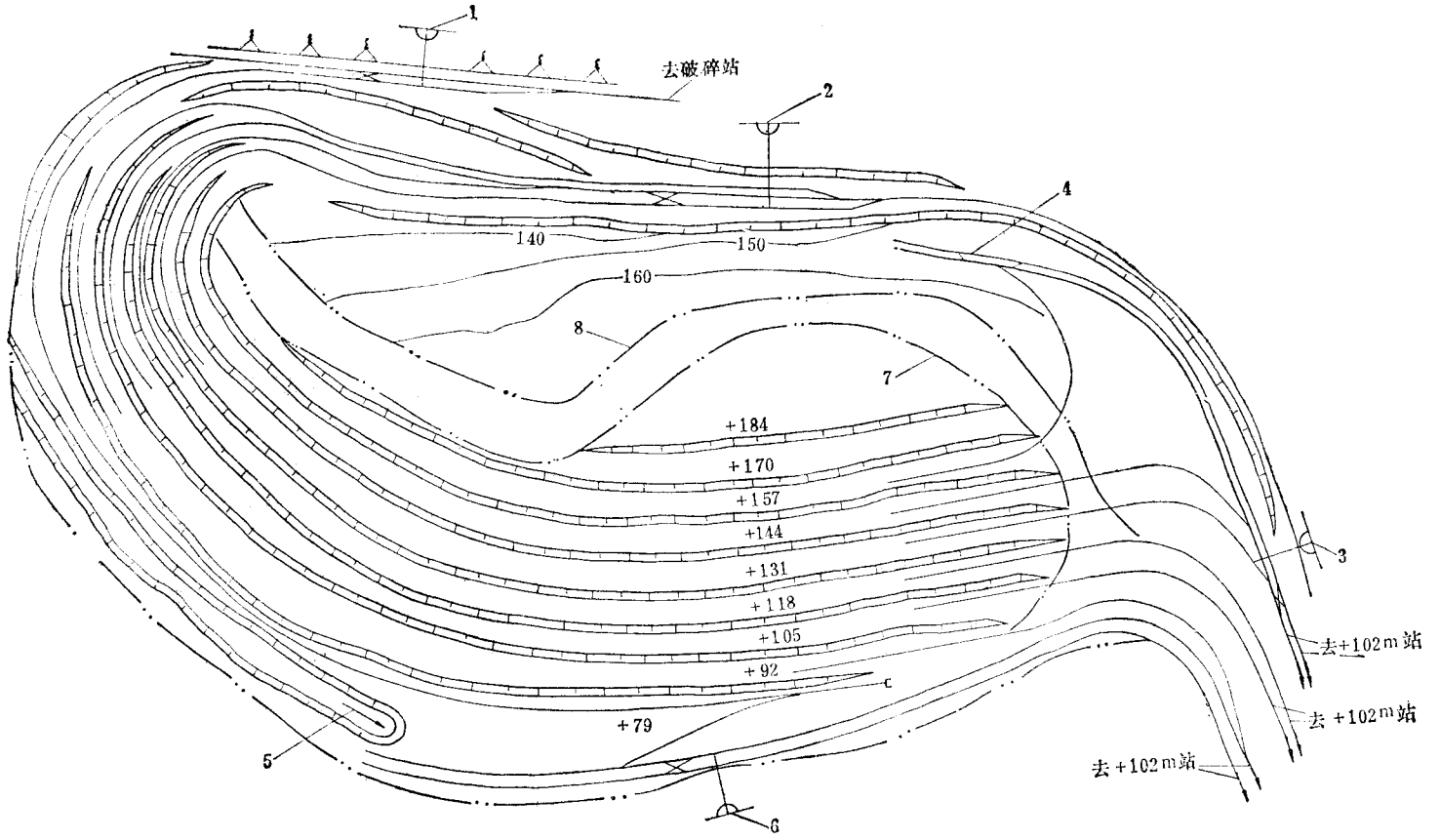


图 6-2-10　东鞍山铁矿山坡露天开拓示意图

1—+78m 站；　2—+100m站；　3—+136m 站；　4—+152m 站（信号所）；　5—+66m 新水平准备；

6—+79m 站；　7—第一期开采境界；　8—最终开采境界

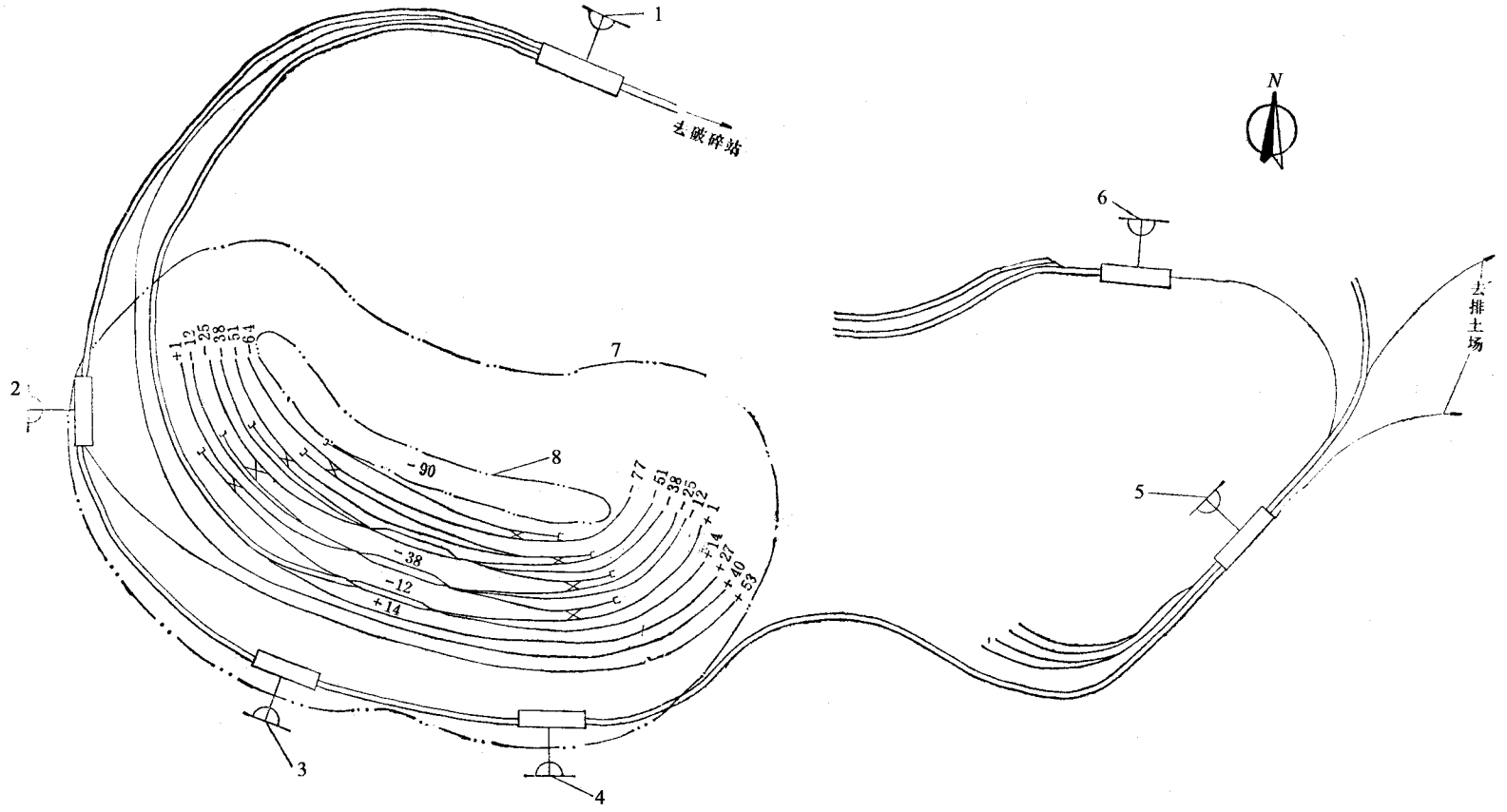


图 6–2–11 东鞍山铁矿凹陷露天开拓示意图

1—+ 42m 矿山站；2—+ 53m站；3—+ 66m 站；4—+79m 站；5—+102m站；
6—+100m 站；7— 地表开采境界；8—底部开采境界

第四节　联合运输开拓

一、铁路－公路联合运输开拓

我国黑色冶金矿山按产量90%为露天开采。其中铁路运输占60%之多，有13座大型露天矿采用铁路运输开拓，具备约2亿吨的运输能力。随着露天采场的延深，目前有十多个大中型露天矿转入深部开采，有的深度已达100多米。大孤山铁矿、眼前山铁矿、大冶铁矿、白云鄂博东矿、南山铁矿凹山采场等铁路运输的大型露天矿均为凹陷露天矿。东鞍山铁矿、水厂铁矿正进入凹陷开采，这些矿的设计开采深度一般为300m以上，采场长1～2km，宽0.7～1.2km，具有短而深的特点。采场逐渐变深而窄，运输距离增加，超过单一铁路运输经济合理开采深度，运输效率降低，运输成本提高，而且展线困难。在该条件下，采用公路—铁路联合运输是较为适宜的一种开拓方式。

由于采场内保持汽车最佳经济运输距离，周转速度快，生产效率高。采用公路—铁路联合运输开拓的经济效益比用单一铁路运输开拓提高13～16%，挖掘机效率提高20～25%，从而提高了开采强度。

采场上部采用铁路运输开拓，下部采用公路运输开拓，中间设置倒装站，矿石和岩石倒装站分别设在不同标高上，因岩石运量较大，一般将岩石倒装站设置在下部，而矿石倒装站在其上部，见图6－2－13。

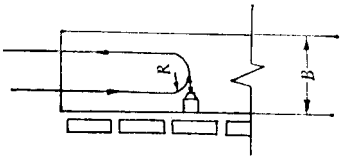
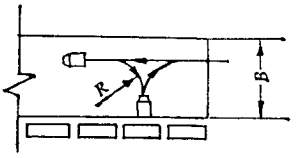
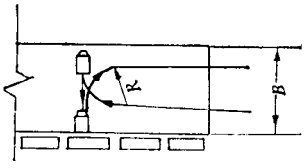
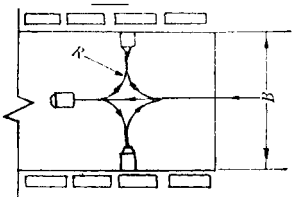
（一）铁路－公路联合运输开拓转载站

公路—铁路联合运输时，转载站是中间环节。一般是采用转载平台、矿仓和中间堆场三种方式进行转载。选取转载方式的主要原则是：工艺简单，生产可靠；有利于提高劳动生产率和减轻劳动强度；能充分发挥设备效率和提高经济效益；符合安全环保要求。对于设在露天矿深部转载站的主要要求是：紧凑，转载工作平台宽度不大，保证受矿、装载和转载车辆的入换时间最少。

1. 转载平台转载

汽车在转载平台上直接向铁路车辆转载（见表6－2－10）。表中列出汽车直接向铁路车辆内转载的三种情况以及转载平台宽度。此种转载方式的优点是：作业简单、基建投资少；其缺点是汽车和铁路车辆运输相互影响，汽车卸载时掉块多，清道工作量大，且砸车严重等。这种方式转载一般应用较少。

表 6－2－10　转载平台宽度

进车方式	图　　示	计算公式
单侧转载在面进车		$B = R + S + C$
单侧转载右面进车		$B = R + S + C$
		$B = R + S + C$
双侧转载右面进车		$B = 2(R + C)$

注：B—转载平台宽度，m；R—汽车转弯半径，m；S—汽车轴距加停车游动范围，一般取一个车长，m；C—汽车运行中心线至平台边缘距离，可为 1/2 车宽加 1.5m。

2. 倒装站单斗挖掘机转载

其优点是可以避免汽车和铁路车辆之间互相影响，生产可靠，清理铁路上的掉块量少；一般堆存矿量多，利于调节生产均衡性。白云露天矿、金川镍矿等矿在实践中都将转载平台转载收为倒装站挖掘机转载。倒装站设在采场内时可利用上下的台阶高差进行布置，如图 6－2－12 所示。倒装站的缺点是经营费用高。

(1)转载矿(岩)堆高度按挖掘机最大挖掘高度 H_{max} 来定。在采场内其高度与采场工作面台阶高度一致。

(2)挖掘机装车平台宽度(B_1)

$$B_1 \leqslant R_1 + fR_2 \qquad (2-1)$$

式中　R_1——挖掘机站立水平挖掘半径，m；

R_2——挖掘机最大卸载半径，m；

f——铲杆长度利用系数，$f = 0.8 \sim 0.9$。

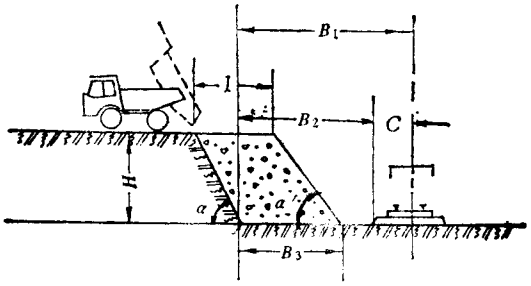


图 6－2－12　挖掘机转载示意图

B_1—挖掘机装车平台宽度，m；

B_2—挖掘机最小工作宽度，m；

C—线路中心至挖掘机尾部安全距离，m；

P_3—矿(岩)堆底宽，m；

H—转载台阶高度，m；

l—贮矿(岩)堆上宽，m；

α'—贮矿(岩)堆坡面角，(°)；

α—台阶坡面角，(°)

(3)挖掘机倒装最小工作宽度(B_2)

$$B_2 \geqslant 2R_3 \tag{2-2}$$

式中　R_3——挖掘回转半径，m。

(4)倒装线长度(L)

$$L = L_1 + L_2 \tag{2-3}$$

式中　L_1——贮矿场长度，一般为 $3L_3$，m；

L_3——卸矿、装车时待装的最小长度，一般取 40m；

L_2——装车线长度，m；

$$L_2 = nl + c$$

n——翻斗车辆数，载重 100t 的翻斗车取 6 台；60t 翻斗车取 8 台；

l——翻斗车长度，m；

c——附加长度，一般取 5m；

当汽车卸载和铁路在同一标高时，单斗挖掘机在转载沟中上装车作业。这种形式适用于场地狭窄不需贮矿(岩)或贮矿(岩)少的条件。

3. 矿(岩)仓转载

它具有装卸迅速,生产率高,成本低等优点。但构筑费用较高,需控制大块,否则易堵塞,一般应用较少。

(1)矿(岩)仓结构如图 6－2－13 所示。

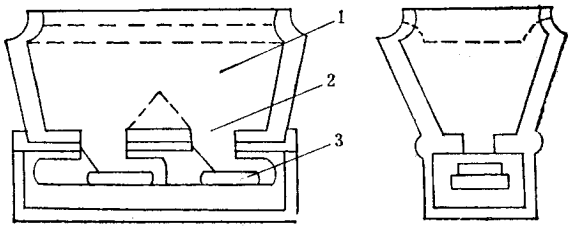


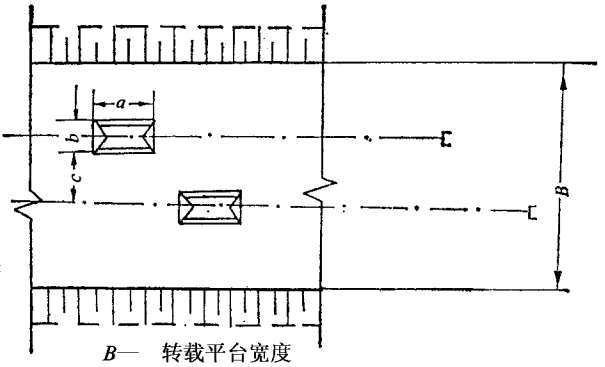
图 6－2－13　矿(岩)仓转载示意图

1—贮矿(岩)仓;2—漏矿(岩)口;3—重型板式给矿机

(2)转载能力。重型板式给矿机理论生产能力很大,但受调车等因素影响,其实际出产能力应按理论值 50～60%选取。

(3)转载矿仓数量按年产量和矿种来定。

(4)转载矿仓平台布置,见图 6－2－14。受矿口 a、b 的尺寸应与选用的转载矿仓设备规格相适应;转载平台宽度 B 依调车法和在平台上的转载方式确定;两矿仓的间距依铁路车辆宽度和允许的线路最小间距决定。



B—　转载平台宽度

图 6－2－14　矿仓上部转载平台示意图

a—受矿口长度,m;b—受矿口宽度,m;

c—两受矿口中心线间距,m;B—转载平台宽度,m

(二)实例

大冶铁矿东露天采场设计采用公路—铁路联合运输开拓。±0m 以上用准轨铁路运输,±0m 以下用汽车运输。

该矿矿石历年产量 200 万吨左右，1973 年达 471 万吨，矿岩量 1573 万吨/年。到 1979 年底，原设计露天采场只剩矿石 1366 万吨。1980 年做了扩建设计，将最终露天底由原 -96m 延深至 -168m。扩建后的开拓方式为上部、深部用公路运输，中部用铁路运输的联合运输开拓（见图 6-2-15）。

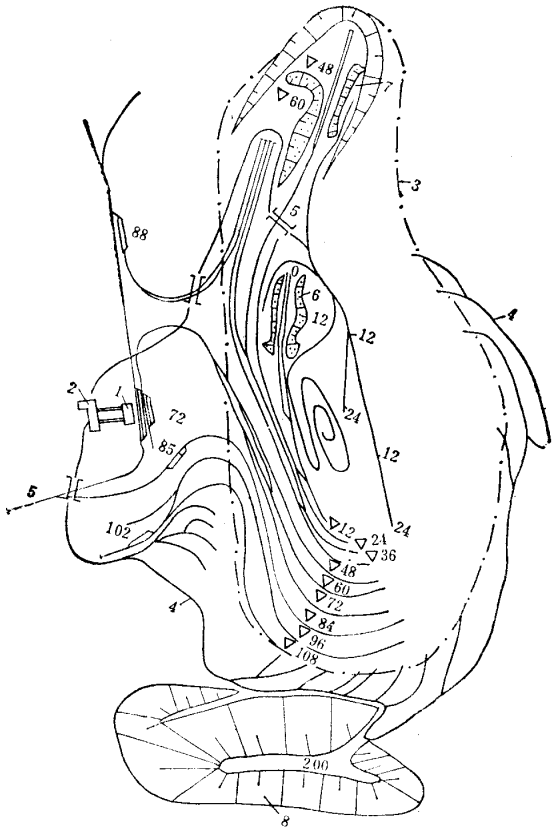


图 6-2-15　大冶铁矿东露天采场铁路—公路联合运输开拓示意图（设计资料）

1—选矿厂粗碎；2—选矿厂中碎；3—露天开采境界；4—公路；5—铁路；6—±0m 水平岩石转载站；7—+48m 水平矿石转载站；8—排土场

采场由底帮向顶帮推进，在象鼻山 +48m 水平设有矿石倒装站，有效装车线长度 220m，贮矿高度 12m，有效倒装矿量 11.5 万吨，该站生产能力 250 万吨/年。采场 ±0m 水平为废石倒装站，设有两条铁路装车线，两台斗容 $4m^3$ 挖掘机，有效装车线长度各为 120m，废石倒装高度 11m，倒装站生产能力为 500 万吨/年。

二、公路－破碎站－带式输送机运输开拓

该开拓方式是借助于设在露天采场内或者设置在露天开采境界外的斜井带式输送机，把矿岩从露天采场运出。采场内主要采用公路运输。对于原为铁路运输开拓的露天矿，也可用铁路运输向破碎站运送矿岩，并逐步向公路－破碎站－带式输送机运输开拓过渡。

（一）公路－破碎站－带式输送机运输开拓适用条件及优缺点（见表 6－2－1）

该开拓方式可缩短汽车运距，使其保持在经济运距范围内，减少挖掘机待车时间，其生产率比采用单一公路运输开拓提高 20～25％以上。

（二）公路－破碎站－带式输送机联合运输的坑线布置

深露天矿采用公路—破碎站—带式输送机运输时，常用的主要开拓方式有：堑构开拓和斜井（溜井）开拓，用堑沟开拓时，破碎站为半固定和移动的；用斜井（溜井）开拓时，破碎站可以是固定的，也可以是半固定的。

1．公路－破碎站－带式输送机堑沟开拓

在使用堑沟开拓深水平时，带式输送机的线路设置在边帮上（见图 6－2－16）。根据露天矿平面尺寸和边坡角大小，有直交式和斜交式布置。如果边坡角等于或小于带式输送机允许的坡度，带式输送机线路可用直交方式布置在露天矿最终边帮上。此种堑沟的基建工程量最小。当露天矿边坡角超过带式输送机允许的角度时，应采用斜交式布置。带式输送机在边帮上的布置，必须保证汽车到破碎站的运距和基建工程量最小。破碎站一般多布置在端帮上。

当破碎机安置在工作台阶上时，随采掘工作面的推进破碎机也随之移动，形成移动式破碎站。共开拓运输系统只有单一的带式输送机运输。在该情况下，不属联合运输开拓，

2．公路－破碎站－带式输送机运输斜井开拓

该开拓方式的斜井是布置在开采境界的最终边帮的外部，带式输送机安装在斜井内，其建设工作不受矿山工程发展的影响，避免了带式输送机道与公路的交叉。半固定破碎站位置要与斜井位置的确定一并考虑。矿石和岩石也是分别经两条运输系统运出。在确定斜井位罩时，要使其距卸载点近、穿过的岩层较稳固、不影响采场内生产（图 6－2－17）。矿岩在破碎站破碎后直接或经溜井转送到带式输送机上运出。固定破碎站是设在斜井的底部，采场内的矿岩经溜井进入破碎机后由带式赖送机运出。

这种开拓方式井巷掘进工程量大，投资多，建设周期长。据苏联资料统计，1m 斜井的基建费用超过 1m 堑沟基建费用的 8～9 倍。带式输送机堑沟开拓投产期限比斜井开

拓少 6/7 ~ 9/10。

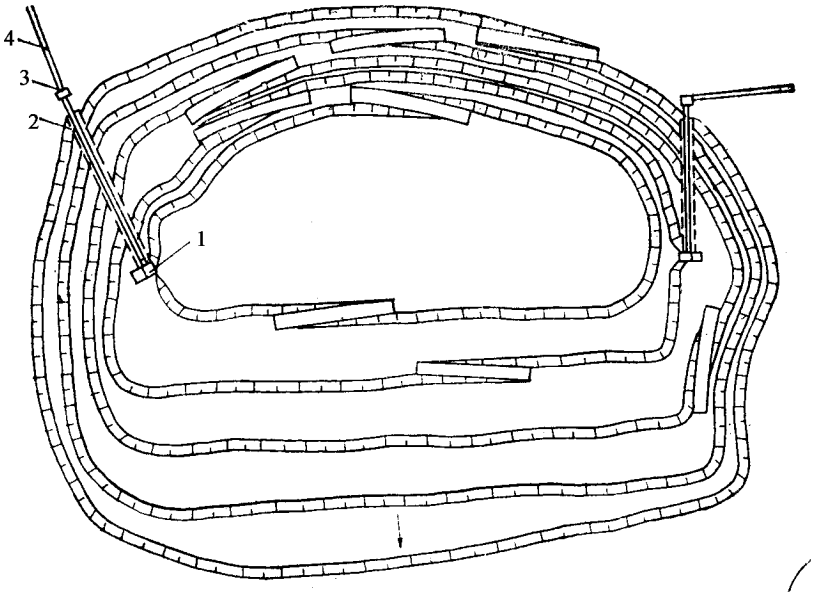


图 6 - 2 - 16　公路 - 破碎站 - 带式输送机堑沟开拓

1—破碎站；2—边帮带式输送机；3—带式输送机转载点；4—地面带式输送机

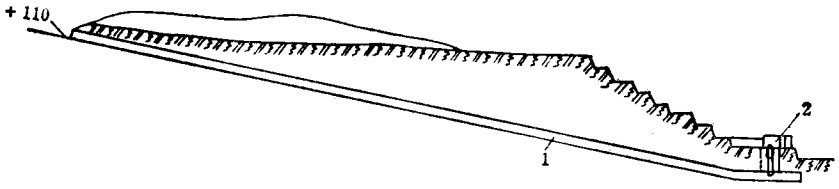


图 6 - 2 - 17　公路 - 破碎站 - 带式输送机运输斜井开拓

1—斜井；2—破碎站

公路 - 破碎站 - 带式输送机运输斜井开拓的适用条件：

(1)露天最终边坡岩石不稳固，用带式输送机作业不安全，而采场境界外岩石稳固，地质条件好；

(2)多雨和严寒地区，粉矿(岩)易粘结胶带，影响正常运输；

(3)矿体上部用露天开采，深部用地下开采，当地下转露天开采时，可用已有的斜井运输。

(4)露天边帮未到最终境界，采用带式输送机堑沟移设困难。

(三)公路 - 带式输送机联合运输开拓时破碎站的移设

1. 破碎站的结构

在公路－带式输送机联合运输开拓中，从汽车向带式输送机转载矿岩必须经破碎站的破碎机破碎。破碎站结构类型较多，图 6－2－18 为德兴铜矿公路－带式输送机运输破碎站。

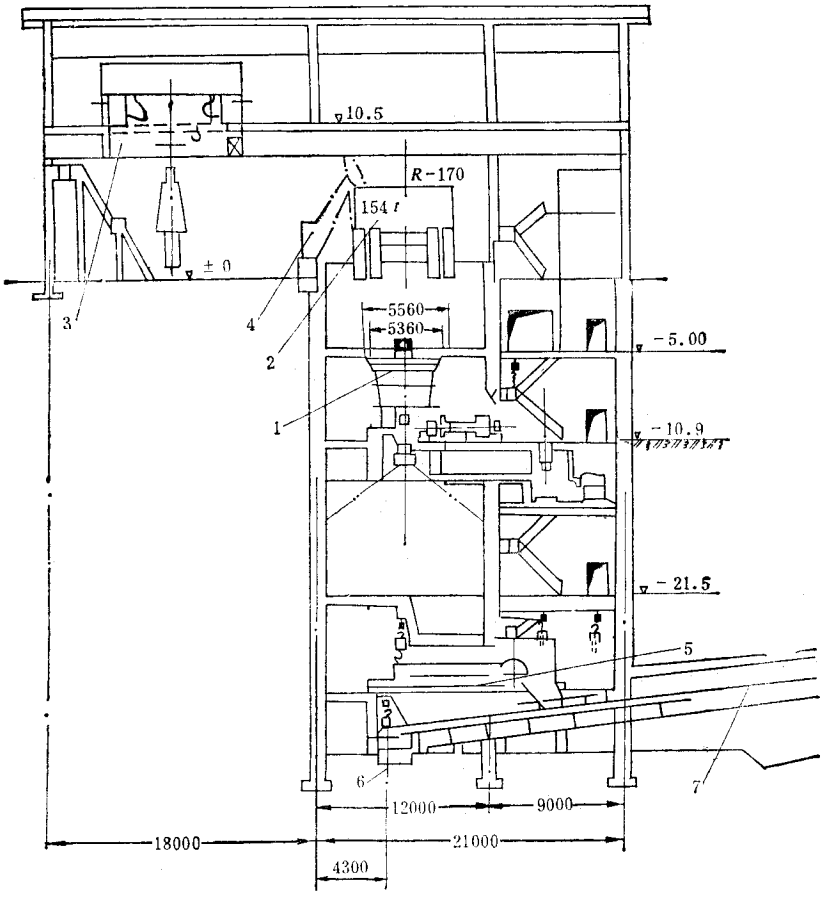


图 6－2－18　德兴铜矿公路－带式输送机运输破碎站结构示意图

1—1200mm 液压旋回式破碎机；2—载重 154t 电动轮自卸汽车；3—100/20t 跨度 16m 桥式起重机；4—PSB－514 型二次破碎器；5—2400×8000mm 重型板式给料机；6—带式输送机尾部中心线；7—宽 1400mm 的带式输送机

现代破碎站，一般是由旋回式破碎机和液压操纵器、吊车及操纵台组成，如图 6－2－19 所示。

2. 半固定破碎站合理移设步距的确定

在公路－带式输送机联合运输开拓中，半固定式破碎站的移设步距是一个重要的技术参数，确定移设步距的影响因素很多，如矿山开采规模，开采设备类型，矿山工程为设置破碎站提供位置的可能性，需增加的各项工程费用，设备投资及运营费等。现介绍几

种理论确定方法供读者参考。

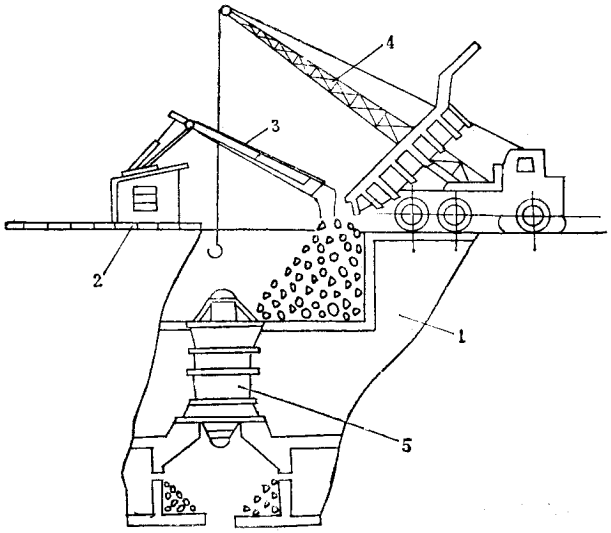


图 6－2－19　露天矿的破碎站

1—矿(岩)缓冲垫层；2—操纵台；3—液压操纵器；4—吊车；5—旋回式破碎机

(1)单位费用最小法。通过分析矿岩单位总费用的变化确定移设步距，以单位总费用最小时移设步距视为合理的移设步距。按此原则其计算公式为：

$$H = (2C_Y i / C_Q S\gamma K)^{\frac{1}{2}} \tag{2-4}$$

式中　H——移设步距，m；

C_Y——破碎机移设的拆卸、建筑安装、设备费用，元；

i——道路坡度，‰；

C_Q——汽车运输成本，元/吨·公里；

K——道路展线系数；

S——两个半固定破碎站之间的台阶加权平均面积，m^2；

γ——矿岩容量，t/m^3。

此计算原则简单明了，但是未从总体上考虑移设步距与开采深度的关系，下层矿岩量变化对移设步距的影响、破碎站移设对作业的影响和带式输送机、斜井的投资和经营费因素的影响等。此方法适用于汽车和带式输送机的吨·公里运输费用相差不大的情况。当两者差别较大时，可利用式(2－5)计算，即两种运输方式的费用差额等于破碎站的移设费用：

$$H = \sqrt{C_Y / \{(C_Q K / i) - C_j / i'\} S\gamma} \tag{2-5}$$

式中　C_j——带式输送机吨·公里运费，元；

i'——带式输送机运输坡度，‰；

其余符号同前。

(2)总体费用最小法

该种方法确定半固定破碎站合理移设步距的基本原则是矿体在整个开采期间，以各开采水平、各开采时期所对应的矿岩量全部运输费用变化规律为研究对象，列出不同的移设步距及其组合方案，借助于电子计算机对全部投资和经营费用进行动态分析计算，从中求出满足一定约束条件的矿岩运输总体费用达到最小时的移设步距及最佳组合值。

①目标函数

$$F_{(H_i)} = \sum_{i=1}^{n} \sum_{j=1}^{n} F_j / M_j \rightarrow \min \tag{2-6}$$

式中　$F_{(H_i)}$——不同移设步距及组合方案的总体费用，万元；

H_i——移设步距，m；

F_j——第 j 水平的总费用：包括 j 水平所需的汽车投资及经营费，该水平输送机及井巷工碌投资和经营费以及破碎站的投资和破碎费用加上 j 水平扩帮剥岩所需的工程费用。万元；

M_j——一次偿付复利因数，%。

②约束条件应满足以下几点：

$$\sum_{i=1}^{n} H_i = H_o \tag{2-7}$$

这表示移动步距总和应与露天开采深度(H)和应用汽车—带式输送机联合开拓时的标高之差(H_o)相等。

$$N_i(1 + K_N) = N_{i-1} \tag{2-8}$$

式中　N_i——将矿(岩)运至第 i 号破碎站所需的最多汽车数；

K_N——受工艺影响的汽车数量波动系数；

N_{i-1}——将矿(岩)运至第 $i-1$ 号破碎站所需的最多汽车数。

$$T_i \geqslant T_m \tag{2-9}$$

此约束条件考虑到各个破碎站的服务时间(T_i)均应大于破碎站移设、建筑安装及试生产等所需的最短时间(T_m)。并应和采场年下降速度、破碎机、井巷施工条件相适应，以保证破碎站顺利向下移设，又保证生产连续可靠。

$$T_o = \sum_{i=1}^{n} T_i \tag{2-10}$$

式中　T_o——采用公路－破碎站－带式输送机运输开拓后，露天矿全部服务时间，年。

总费用最小法各项费用的计算是用现值法考虑各项费用的时间价值，在计算各项费用时，考虑到该项费用支出时间。将该午的费用支出均贴现到计算基准年（取破碎站开始使用的第一年为计算基准年）。

总体费用最小法考虑因素全面，但计算工作量大。

不论用哪种方法，其计算工作均比较复杂，故目前在设计中多取经验值。一般认为 4～6 个台阶移设一次为宜，即移设步距为 60～70m。

实例

白云鄂博铁矿东矿矿体呈西窄东宽，西宽 50～110m，东宽 350m，出露地表东西长 1200m 向南倾斜，倾角 50°～60°，矿体最大延深 800m，矿体上盘岩石为硅质板岩和白云岩，下盘为稀土白云岩。

该矿目前采用铁路运输开拓，为一期开采。从分期过渡到二期开采结束，设计拟用公路－半固定破碎站－带式输送机斜井开拓。矿石生产能力可达 600 万吨/年。在采场东、西端部分别布置岩石和矿石两条完全独立的运输系统（见图 6－2－20）。

采场西端的矿石斜井，在 1542m 标高处设置 1 号破碎站，采矿每下降 96m 设一个破碎站，即 1446m 和 1350m 标高安装一台 1200/210 液压旋回破碎机，矿石破碎成不大于 350mm 的粒度，用宽 1000mm 的带式输送机经斜井运至地表标高 1620m 的矿仓卸载。

采场东端的岩石斜井，设有两条带式输送机，1 号破碎站设在 1542m 标高，采矿每下降 72m 和 96m 分别建立 2 号和 3 号破碎站，即 1470m 和 1374m 标高，破碎站安装两台 1200/210 液压旋回破碎机。破碎后的岩石经宽 1200mm 的带式输送机运至地表岩仓卸载。

采场内矿石和岩石均用载重 60t 自卸汽车分别运至矿石和岩石破碎站破碎。

表 6－2－11 和表 6－2－12 分别为国内和国外带式输送机应用实例。

表 10－2－11　国内带式输送机应用实例

项　目	单位	昆阳磷矿		云浮硫铁矿			大弧山铁矿		石人沟铁矿排土场			
		1、2 采区	3.4 采区	1#	2#	3#	岩石 1#	矿石 2#	1#	2#	3#	4#
运输物料		磷矿石		硫铁矿			废石	铁矿	废　石			
带式输送机长度	m	429	1260	447	470	538	519.2	1183.45	342	703.5	391.4	600
提升角度	(°)	－12	－11°34′	－13	－10	－10	最大 12°30′		12～0	6°～2°11′	5°12′	0
提升高度	m	－60	－132	－45	－58	－22	94	125636	49.97	46.84	33.95	0
生产能力	t/h	600～900	540	750			1795	1323	930			
带　宽	m	0.8	0.8	1.0	1.0	1.0	1.4	1.4	1.0	1.0	1.0	1.0
带　速	m/s	2.5	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0	2.5	2.5	2.5	2.5

注 表中的“－”值是重载下坡输送。

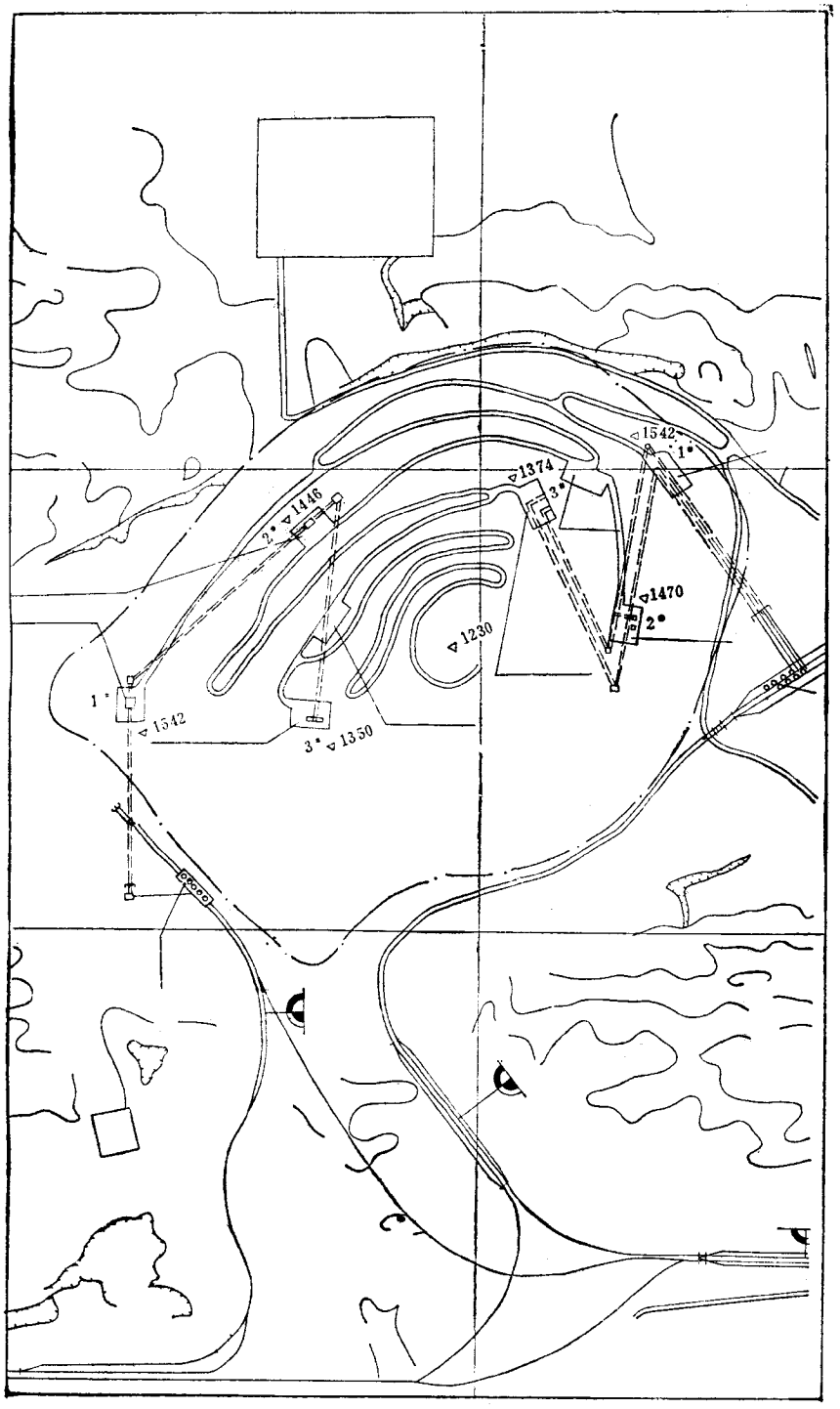


图 6－2－20　白云鄂博铁矿东矿公路－半固定破碎站－带式输送机斜井开拓设计方案

表 6－2－12　国外带式输送机应用实例

主要参数	带式输送机				采场内运输方式	破碎机		提升高度
	总长 (m)	带度 (m)	带速 (m/s)	生产能力 (t/h)		规格 型式	进口/出口尺寸 (mm)	(m)
西雅里塔铜钼矿(美)		1800	4.2	8000				133
双峰铜矿(美)		1500	4.9	6600				330
巴比特铁矿(美)	610	1500		3500	85－150t 汽车	旋回	1524/220	
巴特勒铁矿(美)	863	1372	2.54	4000	100t 汽车	旋回	1524/152	
马克萨多铁矿(西班牙)		1200	5	1800				
马伊丹佩克铜矿(南斯拉夫)		1800	4.42	6000				
萨马科铁矿(巴西)	360	1200		500	装载机倒运			
库德雷穆克铁矿(印度)		1600		3500	120t 汽车	旋回	1600/178	
南方采选公司(苏联)	2600	2000	2.3	4500		旋回	1500/180	200
新克里沃罗格公司(苏联)	1013	2000	2.3	4500		旋回	1500/180	200
英古列茨铁矿(苏联)	1691	2000	3.15	6000	75～100t 汽车	旋回	1500/180	115
奥列涅果尔铁矿(苏联)	1013	1600	2.5	3000	40～75t 汽车	颚式	1500/180	118
波尔塔夫斯克铁矿(苏联)	800	2000	2.3	4500		旋回	1500/180	152
果夫达尔采选公司(苏联)	3000	1600	3	3000		颚式	1500/180	161
斯托依林公司(苏联)	6375	2000	1.6	4000		旋回	1500/180	140
卡恰尔采选公司(苏联)	1755	2000	3.15	4300		颚式	1500/180	100

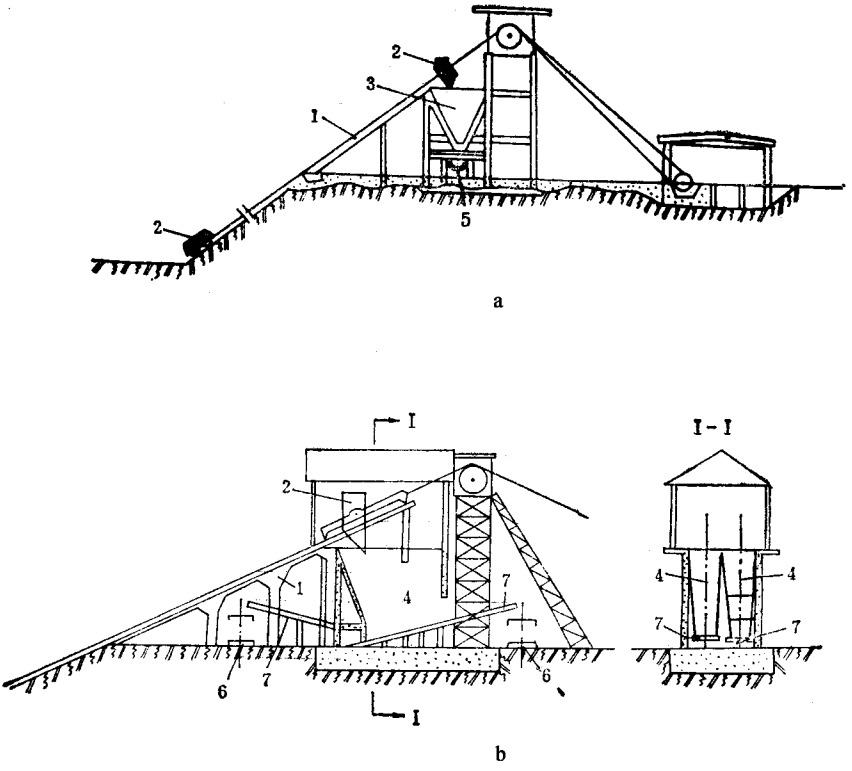
三、斜坡箕斗提升联合开拓

该开拓方法以箕斗为运输容器，由装载站、斜坡沟道、地面卸载站和提升机装置等四个基本部分组成(图 6－2－21)。按照采场处于深凹或山坡的不同条件，相应采取重载箕斗提升或下放运行的不同方式。其采场内部需用汽车或铁路与之建立运输联系，形成以箕斗斜坡沟道为开拓中心环节，包括采场内部运输与转载、地面运输与转载等多环节的联合开拓运输系统，其中采场内部使用汽车运输的最为广泛。

(一)斜坡箕斗提升联合并拓的适用条件及主要优缺点(见表 6－2－1)

由于在采场内和地表多次转载，转载站的移设和箕斗遣的延伸，使露天矿的生产能力受到限制 箕斗提升系统形成后，再扩大生产能力很困难。故目前使用斜坡箕斗提升开拓的矿山不多，今后也不会继续发展。

（二）采场内部运输与转载



a　　b

图 6－2－21　地面箕斗卸载站

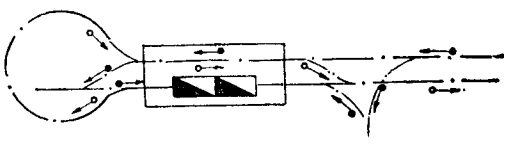
a—设有转载漏斗的地面箕斗卸载站；b—设有矿仓的地面箕斗卸载站

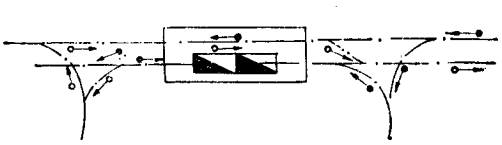
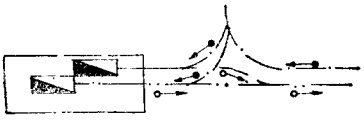
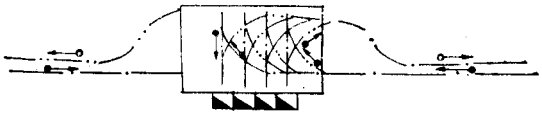
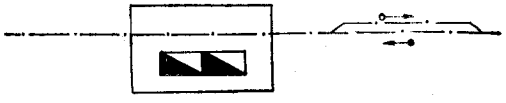
1—倾斜栈桥；2—箕斗；3—转载漏斗；4—矿仓；

5—带式输送机；6—铁路；7—板式给矿机

各开采台阶采用汽车运输有利于简化转载设施，汽车在箕斗装载站完成矿岩的转载作业，其形式为跨线为栈桥。栈桥结构有金属组件构件、钢筋混凝土或混合式三种。栈桥下多设置与箕斗容积相匹配的计量漏斗，汽车在栈桥上的调车转载方式如表 6－2－13 所示。

表 6－2－13　转载栈桥上的调车方式

运输作业条件	图　　示
汽车运输单侧进车双侧卸车	

运输作业条件	图　　示
汽车运输单侧或双侧进车双侧卸车	
汽车运输单侧进车单侧卸车	
汽车运输单侧或双侧进车正面卸车	
铁路运输侧卸翻斗车栈桥外调车	

无漏斗的转载站结构简单栈桥较矮，但箕斗的作业率较低，一般不超过 65%。转载站形式如图 6－2－22 所示。

转载站设在集运水平上，一般每隔 3～4 个台阶设一个集运水平，其所服务的台阶数取决于箕斗与汽车的总提升运输费用和箕斗提升效率。

一般载重超过 30t 的箕斗使用计量漏斗时，其转载站的重量和造价较高，向深部水平延深移设的时间和费用增大。而在深凹露天矿使用载重不足 10t 的箕斗提升时，在转载站设计量漏斗转载才是经济的。

(三)斜坡沟道的布置

斜坡沟道的倾角与其所处的深凹采场边坡或山坡自然地形有关，多为 20°～40°，其布置形式如表 6－2－14 所示。

沟道位置的选择直接关系到开拓系统的合理性，应综合考虑下述基本原则：

(1)沟道应设在深凹采场的非工作帮或端帮上，山坡采场宜设在开采境界之外，其所处岩石稳定。

(2)沟道同其他运输线路及管线的交叉点少。

(3)使地面卸载站与选矿厂或排土场之间的矿岩运臣短。

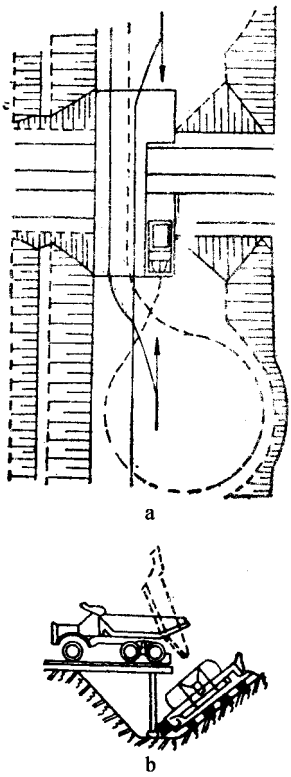


图 6－2－22　箕斗装载站的布置形式

a—跨线式；b—尽头式

(4)沟道位置能使地面运输、箕斗捉升(或下放)以及采场内部运输的总费用趋于最少。由于采场内部运输比地面运输的工艺联系更为严格,故在比较时要首先保证采场内部工作面运输与箕斗提升(或下放)运输费 c 为最小,即：

$$c = E(G_a + G_c) + (S_a + S_c) \rightarrow \min \qquad (2-11)$$

式中　E——投资效果系数；

G_a、G_c——采场工作面运输和箕斗提升的基建费用；

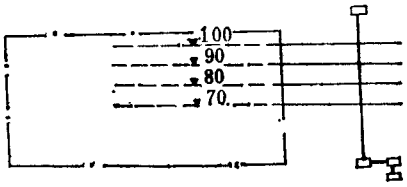
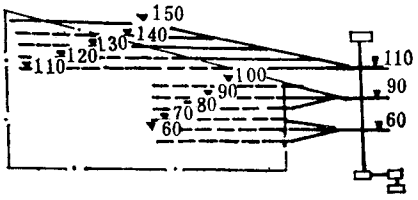
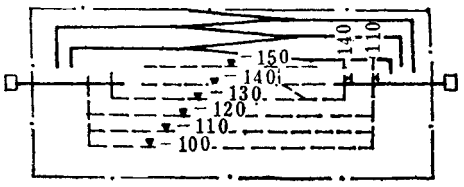
S_a、S_c——采场工作面运输和箕斗提升的生产费用。

(四)影响箕斗提升能力的主要因素

(1)箕斗提升能力随深凹采场深度增加而下降。以载重 75t 箕斗为例由图 6－2－23 可见,当提升高度从 100m 增加到 300m 时,提升能力约下降 50%。箕斗转载站的移设间距即为提升高度的增长步距,故箕斗提升能力是分时期的呈渐减变化。提升高度的合理范围取决于提升机类型和开采技术条件。苏联斯维尔德洛夫矿业学院的研究资料认为,

对于载重 40t 箕斗提升高度为 100～400m，对于 75t 箕斗为 150～500m。

表 6－2－14　箕斗斜坡道的布置形式

布置形式	图　　示	特　　点
山坡露天矿采场内为铁路运输		箕斗道布置在采场外一侧；每个工作水平设转载栈桥
山坡露天矿采场内为汽车运输		箕斗道布置在采场外一侧；约三个工作水平设一个转载栈桥 若上部矿量少时，第一个栈桥负担的水平数可多些
深凹露天矿上部为铁路运输，下部工作面为汽车运输		箕斗道最好布置在端部

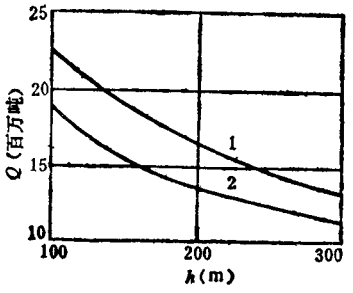


图 6－2－23　载重 75t 箕斗的生产能力与提升高度 h 的关系

1—理论生产能力；2—使用生产能力

(2)新水平延深准备的及时程度。提升沟道的延深是新水平准备的核心且与相应水

平的采剥工作有一定制约。依靠停止提升机工作去移设箕斗转载站将严重影响提升机的生产能力和作业率，且随道箕斗和转载站的大型化，提升机能力的影响更为突出。

为保证提升的正常工作，每一个提升沟道上至少要设置两个转载站，其中一个进行矿岩转载，另一个结束工作的进行拆迁并在新集运水平上安装。在进行正常工作的转载站栈桥下方的沟道中预留临时保护岩柱或安置特殊构造的缓冲器，可使沟道的延深与新转载站的安置工作不受上部箕斗提升工作的影响，但在拆除保护岩柱时，箕斗必须停止工作。新水平的准备时间随转载站结构的大型化、复杂化而增加。提升沟道延深程序如图 6－2－24 所示。

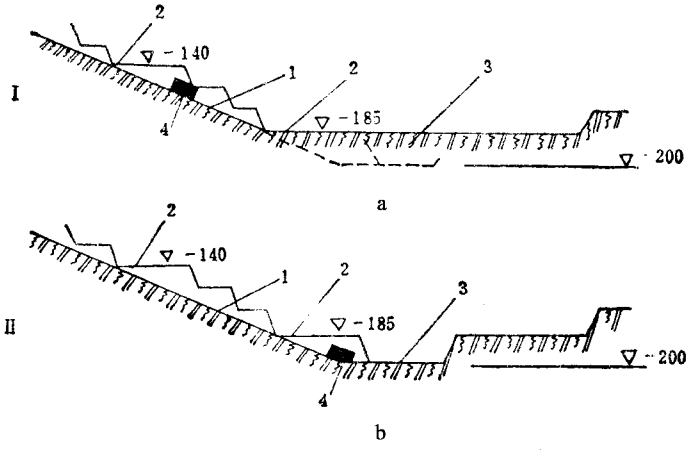


图 6－2－24　提升沟道延深程序示意图

1—提升沟道；2—集运水平；3—开段沟；

4—缓冲器或保护岩柱；Ⅰ、Ⅱ—沟道延深过程

(3)缩短采场内部汽车运输距离有利于提高提升机的作业率和能力。大型深凹露天矿为使生产可靠，多采用两个提升系统交替延深沟道和移设转载站，此时将各开采台阶按提升机的数量及位置划分成单个的开采分区比全面开采会大幅度缩短汽车运距，各采区的汽车可以较短的运输距离到达各自的箕斗转载站，如图 6－2－25 所示。

除上述影响因素外，箕斗提升能力还取决于整个捉升运输系统的完好状况。

(五)实例

实例　峨口铁矿

峨口铁矿是山坡露天矿。采场内使用斗容 $4.6m^3$ 电铲，载重 27t 汽车。箕斗斜坡沟道设在开采境界外，其倾角 33.5°。采用载重 50t 双箕斗下放矿石直达 +1654m 水平的破碎厂。开采台阶高 12m，随采场的下延而使用不同集运水平的装载站且运距随之缩短。

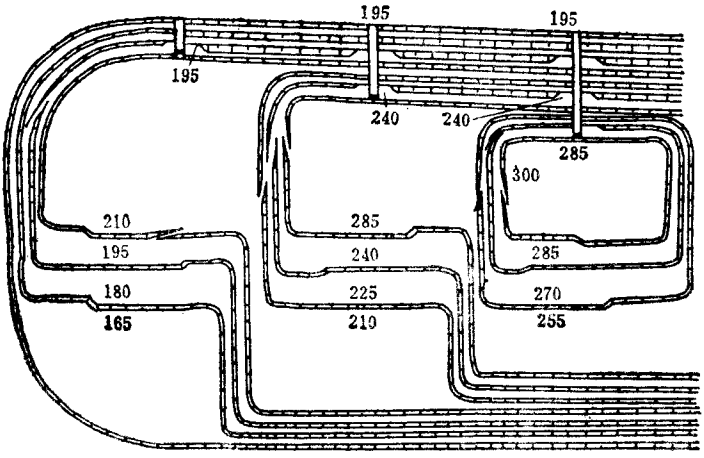


图 6－2－25　多提升系统的分区开拓方式

(1)露天采场的技术特征

矿区最高标高	+2487.47m
最高开采台阶标高	+2170m
最低开采标高	+1504m
采场封闭标高	+1636m
开采台阶高度	12m
露天采场尺寸	长 2.2km，宽 1.4km
矿石品种	磁铁矿
矿体厚度	18～300m
矿体倾角	35°～70°
设计矿石开采规模	480 万吨/年

(2)箕斗开拓的主要技术特征

实际达到的提升能力	300 万吨/年
提升矿岩块度	≤1000mm
提升机规格	2JK×6×2.4
功率	2×1000kW
速度	6.7m/s
箕斗沟道位置	采场外端部
箕斗沟道数量	一条(双轨)
箕斗沟道倾角	33.5°
箕斗沟道垂高	234m

箕斗沟道斜长	390m
箕斗载重	50t(后卸翻转式)
箕斗容积	$30m^3$
箕斗自重	57t
箕斗轨距	3320mm
装载站形式	钢结构栈桥
装载站漏斗	$2 \times 36m^3$ 计量漏斗,电动闸门
设置水平	+1876m,+1840m,+1804m,+1768m,+1744m
地面卸载站位置	+1654m 破碎厂
采场内部运轴方式	载重 27t 汽车

(3)矿石作业成本构成情况,见表 6-2-15。

(4)斜坡箕斗运输开拓布置如图 6-2-26 所示。

表 6-2-15　峨口铁矿矿石作业成本构成

作业项目	1984 年		1985 年	
	元/吨	百分比(%)	元/吨	百分比(%)
穿孔爆破	0.52	32.3	0.60	33.15
电铲铲装	0.27	16.77	0.29	16.02
汽车运输	0.35	14.91	0.45	19.89
箕斗提升	0.45	27.95	0.41	22.65
工　务	0.13	8.07	0.15	8.29
合　计	1.61	100	1.81	100

实例　部分露天矿斜坡箕斗提升主要技术参数(见表 6-2-16)

四、公路(铁路)-平硐溜井开拓

(一)平硐溜井开拓的适用条件及主要优缺点(见表 6-2-1)

(二)平硐溜井位置的确定

溜井位置应根据矿床埋藏特点,以采场和平硐的运输功最小,平硐长度小,平硐口重选矿厂的距离最短为原则;溜井布置在稳固的岩层中,避开大的断层破碎带,使溜井系统位于工程地质条件好的地层。平硐顶板至采场的最终底部应保持最小安全距离,一般不小于 20m。

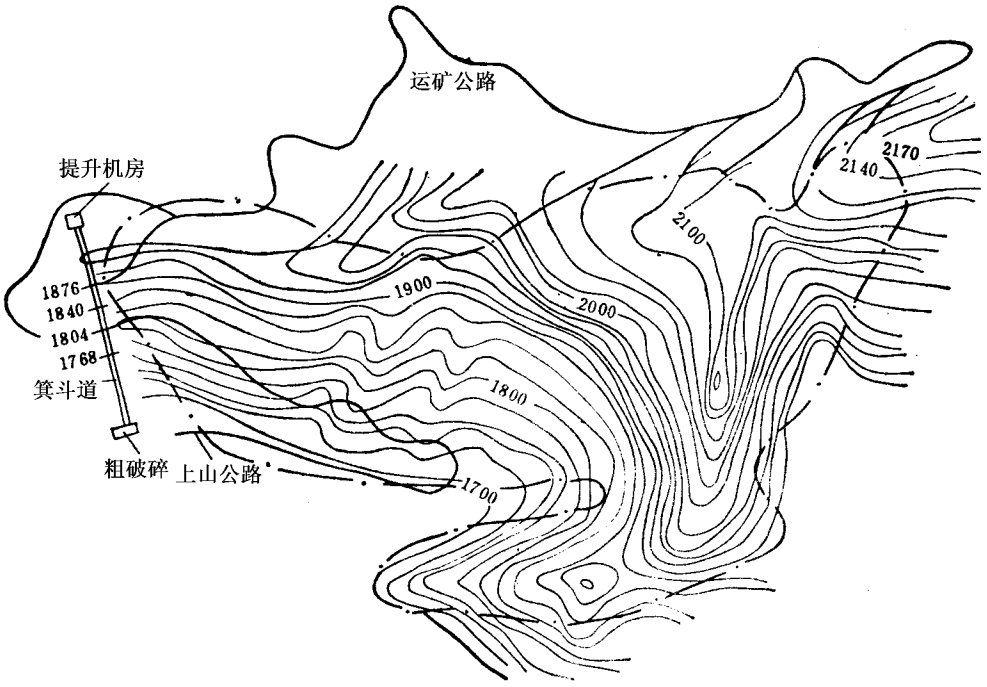


图 6－2－26　峨口铁矿斜坡箕斗运输开拓示意图

表 6－2－16　部分露天矿斜坡箕斗提升主要技术参数

矿山名称	年提升能力(10^4t)	线路		提升物料		提升方式	箕斗载重量(t)	提升速度(m/s)	提升机型号	轨型(kg/m)
		倾角(°)	斜长(m)	品种	最大块度(mm)					
大宝山铁矿	230(设计)	9；13°27′	720	铁矿石	1200	下放	25	8.75	XKT2×3.5×1.7	
耀县水泥厂	120	10°20′；15	436	石灰石	1000	下放	15	5.6	2BM $\frac{3000}{1520}$	38
昆明水泥厂	38	5°7′；12°4′	838	石灰石	600	下放	10		2BM $\frac{3000}{1530}$	38
湘乡水泥厂	60	18；17	504	石灰石	800	下放		5.64	2BM $\frac{3000}{1520}$	38
七宝山铁矿	50(设计)	21；8	128	铁矿石	400	下放			双筒 1.6m	

溜井的位置分采场内溜井和采场外溜井。采场内溜井的优点是：运输距离小，可减少汽车数量、基建投资、运输经营费用以及生产人员。如兰尖铁矿设计平硐溜井开拓时，采场内溜井比采场外溜井节省投资 578.7 万元，年经营费用节省 190 万元，生产人员减少 32 人。其缺点是平硐较长，溜井需随着开采水平的下降而降段，使管理工作复杂。采场外溜井没有降段问题，对采场生产没有影响。其缺点是：采场至溜井的运输距离长，所

需汽车数量多，投资、运输经营费用以及生产人员均有所增加。故当采场运距长时多采用铁路运输。采用大型电动轮汽车运输时，由于合理运距大，此时也可采用采场外溜井开拓。

当岩石不需经溜井输送时，溜井的数目应根据露天矿矿石年生产能力和溜井的年生产能力决定 若岩石经溜井输送时，溜井数目分别按年剥岩量和矿石年生产能力决定。在一般情况下，岩石直接运往山上排土场排弃，只有山上不能设置排土场时才经溜井平硐运出。

为减少溜井的掘进工程量，在有利的山坡地形条件下，上部采用明溜槽与下部溜井相接。

采用多溜井开拓时，采场内溜井间距应保持 80 ~ 100m 左右，使卸矿和溜井降段时互不影响。当采用多个溜井时，应注意工程之间的衔接，采场外多溜井开拓时，溜井采用横向布置，其位置应考虑运输方便，并能延长使用时间。

我国应用平硐溜井开拓的主要参数如表 6 – 2 – 17 所示。

表 6 – 2 – 17　我国部分露天矿平硐溜井开拓的主要参数

矿山名称	规模	平硐		数量	溜　井				溜井位置
	（万吨/年）	断面（m^3）	长度（m）	个	形状	规格（m）	深度（m）	倾角（°）	
兰尖铁矿	650	4.6×7.3	2616	5	圆形 矩形	ϕ5 4×3	447	90 55	采场外
南芬铁矿	750	5×5.5	1680	2	矩形	3.8×2.4 （溜井）	332	45 ~ 50	采场内
齐大山铁矿	190	5×6.7	308	1	方形	6×5	64	90	采场内
德兴铜矿	150	10.0	991	3	圆形	ϕ5.7	180	90	采场内
把关河石灰石　矿	250	16.6	789	2	圆形	ϕ4 ϕ5	352	90	采场外
西沟石灰石矿	180	10.1	1146	2	圆形	ϕ6	330	90	
永登石灰石矿	80	15.0	405	1	圆形	ϕ3.0	140	90	
口泉石灰石矿	30	15.0	328	1	圆形	ϕ3.0	90	90	
龙门山石灰石矿	300			2	圆形	ϕ3.0	90	110.9	采场内

(三)溜井主要结构参数

溜井由井口、井筒、集矿部分(贮矿段)及放矿口装置等组成。

1. 溜井直径

溜放非粘性物料时,溜井的直径应为破碎矿石最大块度的三倍以上。为增大生产的可靠性。一般溜井直径应满足:

$$D = \frac{4 \cdot 10^{-4} \cdot C}{\gamma} H \sin\varphi \tag{2-12}$$

式中　C——松散物料的粘结力,Pa;

γ——松散物料容重,t/m^3;

φ——松散物料的内摩擦角,(°)。

2. 溜井倾角

溜井倾角取决于物料的力学性质、粘结性、粒度组成、粉矿含量、含泥量及含水量等因素。溜井倾角 α 可按式(2-13)确定:

$$\alpha = \mathrm{tg}^{-1} f + (5° \sim 10°) \tag{2-13}$$

式中　f——溜放物料与溜井壁的摩擦系数,一般 $f = 0.5 \sim 1$。

如兰尖铁矿斜溜井坡度为 55°。实践证明:在溜放块状物料时,贮满矿的斜溜井倾角为 60°~70°;溜放扮状物料时,应在 75°以上,溜放含泥、含粉并带一定粘性物料时,应设计成 90°。

3. 溜井下部放矿口结构参数和所选物料的粒度组成、湿度、自然堆积角、粘结程度,以及运输方式及转载部件的额定生产能力有关,溜井放矿口是溜井系统的关键部位,其结构合理与否,对溜井的作业率、生产能力有极大影响。

放矿口参数根据所放物料块度的平均直径确定,一般取平均块度的 2.5~3 倍作为孔口尺寸(图 6-2-27)。吼口多为矩形。图中,高度 H_o 与宽度 B 之间的关系为:$H_o = (0.6 \sim 0.9)B$(m);放矿堆积角 β 应大于溜井倾角 α(即 $\beta > \alpha$);而 β 一般在 60°~75°,或用公式:$\beta \geqslant 45° + \Psi/2$ 计算(Ψ 为物料的自然安息角);放矿口顶板倾角 β_1 应大于 β;放矿口有效高度 $H'_o \geqslant 3CL_{max}$(m);排放物料堆置角起始点至溜口底板起始点距离为 L_o。

根据兰尖铁矿实测,得如图 6-2-28 所示曲线 $L_o = f(\alpha)$ 的关系。

溜井放矿口尺寸(见图 6-2-27),按以下步骤确定:

(1)按物料溜放确定放矿口底板坡度 α;

(2)按 $L_o = f(\alpha)$ 曲线确定 L_o;

(3)在 L_o 端点 O 上,放矿堆置角 β 作 OM 线;按放矿口有效高度 H'_o 和放矿口顶板倾角 β_1 作放矿口顶板线;至此放矿口全部结构即可确定。

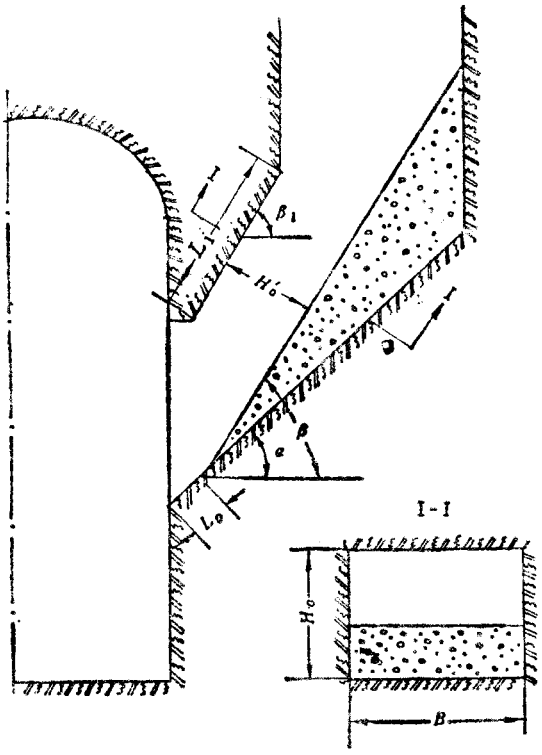


图 6－2－27　溜井放矿口示意图

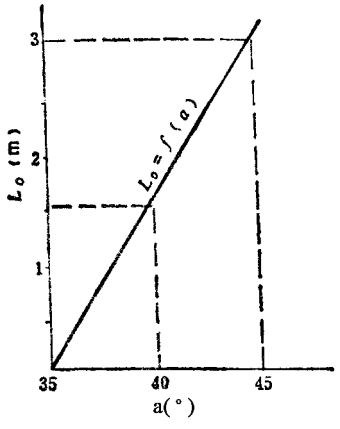


图 6－2－28　溜井放矿口处 L_0 与溜井倾角的关系

如兰尖铁矿两条溜井的下部放矿口，分别采用横向和顺向装车，放矿结构按上述方法确定，并总结出以下经验：考虑了放矿堆置角的存在，相应增大放矿顶底板倾角（均为75°）；增加放矿口设计断面，其横向装车为 3.1×3.1m，顺向装车为 4.0×3.1m，减小了放矿口斜颈长度，使矿石容易溜放；在放矿口上部扩大为贮矿仓，其断面为 8×8m，高度

30m，使进入放矿口的矿石予先再次松散，有利于防止结拱堵塞；对横向装车型式的放矿口，加大了紧接板式给矿机的底板坡度，有利于减少溜放矿石的堵塞，提高作业率。

（四）溜井降段方法

1. 贮矿爆破降段法

在投产初期，溜井降段一般用贮矿爆破降段法。首先在溜井周围不影响卸矿道路的部位穿孔，并使溜井停止放矿，加速运矿将溜井贮满。然后在溜井卸矿通路补孔，爆破后，先挖掘井口矿石爆堆，露出井口后，溜井放出矿石，此时溜井恢复正常生产。

2. 直接爆破降段法

溜井投入生产使用几年后，由于井壁磨损使溜井断面增大，井内贮存矿量增多，此时采用贮矿爆破降段法有一定困难，而多采用直接爆破降段法。该降段方法的核心问题是控制直接落井的矿岩块度，以防止大块堵塞溜井。措施是“钻密孔，多装药”。爆破孔网参数比正常条件爆破孔网参数减小60%左右，爆破药量比正常条件下增加40～70%，为使溜井下部给矿设备、矿仓底部结构免受高速下降矿流的冲击，井内要有一定高度的贮矿“保护层”。一般降段15m高时，贮矿高度需35m。如果降段高度大，进入溜井矿量多，下部没有与外界相通的施工平巷和检查巷道等排气孔时，贮矿高度应增加，否则可能造成跑矿事故。如兰家火山采场2号溜井堵塞区大爆破，一次降段64m，落井矿量30万吨，井内贮矿高度47m，爆破时造成跑矿1500多吨。

直接爆破降段法在兰尖铁矿已使用30多次（贮矿爆破降段法仅用过两次），均未发生过降段爆破堵塞溜井问题。停产时间也短，仅3～5天。虽爆破费用增加一些，但省去铲装和运输费用，因而降段总费用降低，据兰尖铁矿统计仅为贮矿爆破降段法的1/3左右。此法可保持采场与溜井均衡生产，从而克服了贮矿爆破降段法影响10～20天生产的弊端，且为实现多台阶汽车水平卸矿提供了条件，每条溜井一般均可保持上、下台阶同时卸矿，下台阶实现汽车水平运输，减少运距，收到较好的经济效果。

图6－2－29为德兴铜矿溜井降段示意图。

用YQ－150A型潜孔钻机进行深孔微差爆破降段。钻孔布置如图6－2－29a所示。靠近溜井口的钻孔较密，装药量增加10%左右。图中箭头为钻孔倾斜方向。采用两步骤降段方法，如图6－2－29b所示，先降靠外侧的一半，以便上、下两台阶都能向溜井卸矿，待上部台阶大量出矿阶段结束，再降另一半。这种降段方法只一个溜井生产和生产能力不很大时是有效的。

（五）溜井事故及预防措施

溜井中最常见的事故主要是堵塞、跑矿、或在冬天的井壁上、受料槽或放矿设备上形成挂料。挂料的主要原因有：矿石冻结、动力压实、大块卡住。

溜井堵塞的原因如下：溜井基建施工未达到设计要求，即未按设计尺寸开凿溜井，致使井口或溜井直径过小，而造成大块堵塞，如铜官山铜矿溜井直径为 2m 时经常堵塞，而直径扩到 3m 时就解决了堵塞问题；或给矿口尺寸不合要求，基建施工完成后，溜井中的构筑物如井圈、钢材等未全部拆除，因而影响正常生产造成溜井堵塞；溜井井筒穿过不稳定岩层，在生产中井壁造成片帮，落下大块而堵塞；当溜放含水或粘性物料、粉状较多时、产生沉降压力使之压实、结块、放矿时产生自然拱形，或者是矿山停产检修时，溜井内矿石过多，经过较长时间后压实结块，形成拱形的堵塞；对溜井日常管理不严格，不按照放矿规律放矿，也是形成溜井堵塞的原因之一。

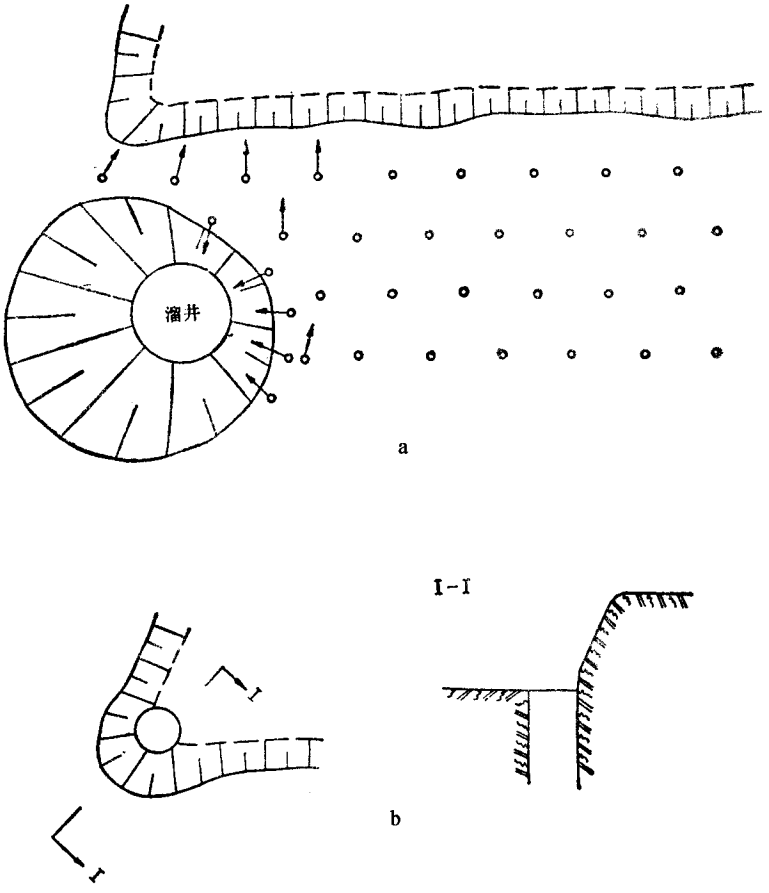


图 6－2－29　德兴铜矿溜井降段示意图

a—溜井降段的钻孔布置；b—溜井降段一半后的示意图

处理溜井堵塞常用的方法是用爆破振动，药量由小到大，但以不破坏溜井设施为限。在堵塞高度较低时，用发射火箭弹、爆破弹等方法；当堵塞高度较高时，可用氢气球带炸药包升向上部，用爆炸的方法来解决堵塞问题。当以上方法均无效时，采用向溜井中注

入高压水的方法消除堵塞，其原理是利用 0.5～0.8MPa 压力的压缩空气能量，压缩空气从容积 0.6～0.8m³ 的容器中通过直径为 200～250mm 的孔隙释出。压力脉冲装置为遥控操纵。定向脉冲‘爆破’定期松动部分矿石。

溜井跑矿主要有干式和湿式两种。干式跑矿主要在处理粉碎和粘度大的矿石堵塞时，因自然平衡拱突然破坏，而造成大量矿石急剧落下，致使放矿闸门控制不住形成的跑矿，或者当溜井内贮矿过高、矿石干燥，放矿时产生巨大冲击力造成跑矿。湿式跑矿是由于溜井穿过渗水层，溜井贮矿段中的粉矿浸泡后，致使矿石内摩擦力降低，在放矿时易产生跑矿，在雨季溜井内容易积水，矿石中夹杂着泥浆，特别是在粉矿溜井内跑矿的可能性更大 如果在雨季供矿不当，生产粉矿多时，也容易形成湿式跑矿的条件。

防止跑矿的措施主要是以预防为主，多年来不少矿山取得很多经验。如南芬铁矿防止跑矿的经验是 :主要掌握好矿石配矿比例，即粉矿、粘矿与块矿之比，一般为 1∶3 或 1∶4 ;减少矿石在溜井中存在的时间 ;在雨季时，两个放矿口的贮矿高度不一致，使雨水从贮矿低的放矿口卸出 ;溜井一旦积水，暂不放矿，可向溜井卸入干燥矿石，把溜井水从检查巷道排出。

保证露天矿溜井连续安全操作的重要因素之一是溜井生产时期的操作制度，装载和放矿时间间隔、溜井中矿石数量等。溜井的生产制度与不同矿山地质条件和气候条件的生产特性有很大关系。为防止不合格大块落入溜井，在溜井口上可装设格筛。

防止溜井事故的主要经验是 :在设计合理的基础上，精心施工，加强日常管理，在投产初期要防止不合格的大块和粘性粉矿入井，并适当地控制放矿贮矿高度。溜井生产一段时间后，再按块矿和粉矿适当的比例卸入溜井内，此时贮矿高度最好达井筒的三分之二以上，以免溜井过分受到冲击而片帮。

(六)南芬铁矿平硐溜井开拓实例

南芬露天铁矿 1984 年矿石产量已达 750 万吨。岩石采用汽车运输，矿石采用汽车—平硐溜井联合运输。

采场内设有南北两套溜井系统。北部溜井为主溜井，南部溜井为备用溜井，现已报废(从略)。目前生产只使用北部溜井，其运输能力达 700～800 万吨/年。

北部溜井由明溜槽、贮矿仓、破碎系统及五条暗溜井构成，在 290m 水平沿矿体走向开凿一条运输平硐 ;与南北两条溜井系统相联，矿石由电机车运至选矿厂。随着开采水平的下降，其明溜槽于 1985 年已消失。

1. 平硐溜井位置及其结构

(1)位置 :南芬铁矿的矿石是含铁量为 30%左右的贫矿，矿石组织致密、坚硬、节理不发育，无大的破碎带及明显的断层，渗水性较好。

北部溜井位于三层矿体北端较厚的地段(见图 6－2－30),高差为 540m,明溜槽开凿在矿体露头,自然坡度为 40°～50°的坡峰地带。

(2)溜井结构:南芬铁矿北部溜井为多段、分支斜溜井。图 6－2－31 为北部溜井结构系统图。

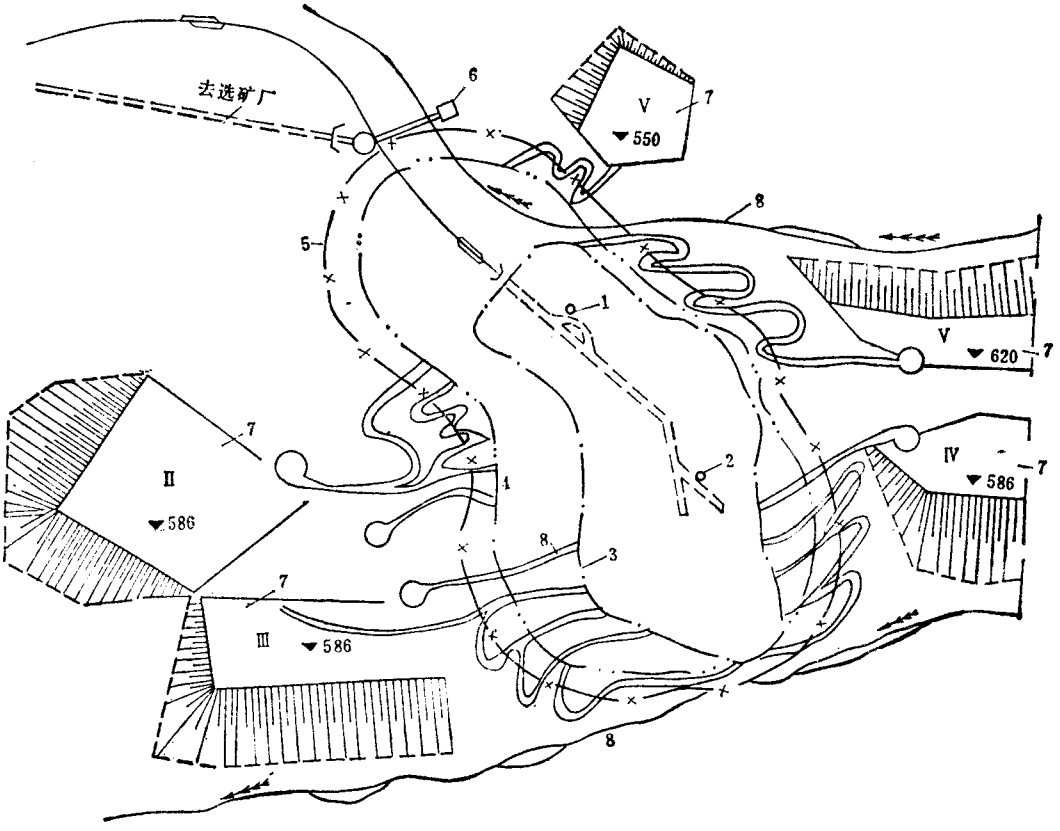


图 6－2－30　南芬铁矿平硐溜井开拓运输系统示意图

1—北部溜井;2—南部溜井;3—标高 190m 露天开采境界;4—标高－2m 露天开采境界;5—爆破安全界限;6—租破碎;7—排土场;8—小河

①卸矿平台:溜井投产时期,卸矿平台建于标高为 622m 水平上,卸矿平台一般设置在明溜槽正面或侧面帮上。在同一水平上设置 1～2 个卸矿平台,也可以在不同台阶上设置卸矿平台。卸矿平台的挡墙长度为 5～10m(现采用 5m),高为 0.65m,调车场最小转弯半径为 15m。

卸矿平台为钢结构,如图 6－2－32 所示。

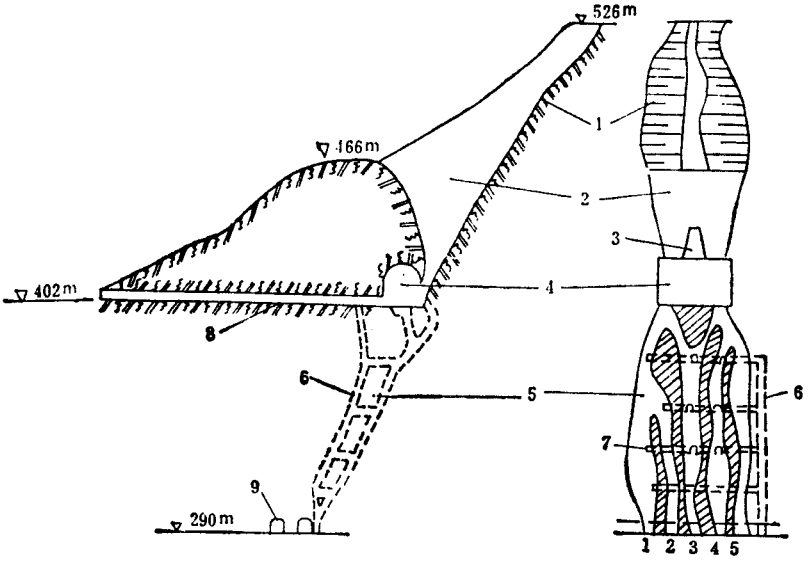


图 6－2－31　南芬铁矿溜井剖面结构示意图

1—溜槽；2—露天矿贮矿仓；3—矿柱；4—破碎机硐室；5—斜溜井；6—检查井；7—检查巷道；8—破碎机硐室平硐；9—运输平硐

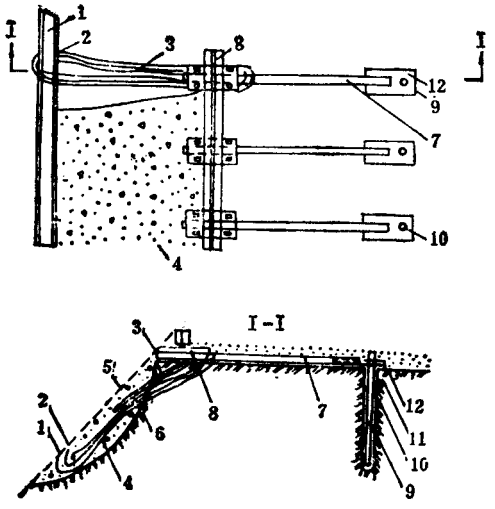


图 6－2－32　钢结构卸矿平台及卸矿挡墙下方柔性加固图

1—拦堵粉矿的挡墙；2—圆木 ϕ100～150mm；3—钢丝绳 ϕ30mm；4—粉矿；5—理想粉矿堆积线；6—磨损后溜井底板线；7—固定挡墙的拉杆(圆钢 ϕ200mm)；8—卸矿挡墙，高 0.65m，厚 360mm(两根 4m^3 电铲铲杆立放，上加一根 ϕ200mm 的圆钢)；9—ϕ200mm 圆钢；10—钻孔深 5m；11—焊接点；12—固定板

卸矿平台必须设在基岩上。在卸矿平台挡墙下部的溜井底板上设有柔性假底板，假底板长度 $L = 15 \sim 16$m 挡墙和假底板斜长为 4.2～4.3m，倾角为 39°～41°。

②明溜槽 明溜槽的垂直高度为 156m，斜长为 210m，坡度为 45°～55°，宽为 4～5m，深 3～5m，在明溜槽底部开凿一个排水巷道，但效果不佳。

③贮矿仓及给矿口 贮矿仓标高为 466m，开凿直径为 40m，贮矿量为 3 万多吨 在标高为 430～418m 之间有 12m 高矿柱，将矿槽分成两个给矿口，图 6－2－33 为贮矿仓及放矿口剖面图。

放矿口标高 410m，底板倾角为 45°～46°，内坡段长为 3.3m，外坡段长为 2.9m。顶板倾角 75° 给矿口断面为 2.2×2.1m，真高 1.5m，垂直高 2.1m，允许矿石块度为 1m。30 年来实践证明，给矿口断面尺寸偏小，推荐为 3×4m 为宜。图 6－2－34 为给矿口横剖面图。

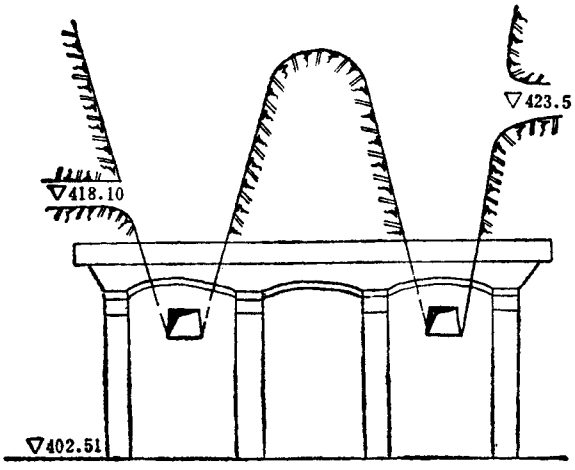


图 6－2－33　贮矿仓及 402m 水平给矿口剖面图

④破碎系统 在贮矿仓下部，标高为 402m 处开凿一个 15m 高、15m 宽、30m 长、顶部为三心拱的破碎机室，安装两台规格为 2.4×4m，能力为 1050～1020t/h 板式给矿机，两台 1500×2100mm 颚式破碎机。入口矿石块度为 1m 以下，出口块度为 250～300mm 以下，现为 190～240mm，设计生产能力为 400～500t/h，实际生产能力为 1000～1200t/h，破碎机室内安装一台 50t/15t 桥式吊车。

⑤暗溜井 在破碎机下面有三个系统五条分支暗溜井，暗溜井垂直高度为 112m（290～402），倾角为 50°～70°，原始截面为 2×3～2.5×4m。溜井井壁一般未加固，只是在有绿泥石夹层处，用重 43kg/m 的钢轨加固。中间一条暗溜井溜放从两台破碎机格棒筛筛下的粉矿，块度在 110mm 以下。其它四条溜井溜放 110～350mm 的块矿。

⑥放矿溜口 在五条暗溜井下部有五个放矿溜口，经改进后的溜口尺寸为高 1.1m，宽 1.3m，真高为 0.9m，颈长为 1m，溜口底板倾角 43°～46°，外部活溜槽底板倾角为 35°～40°。内坡段为 3.5～7m（粉矿溜口内坡长为 3.6m），外坡段为 3m。全部改用 50～120mm 厚锰钢板加固，如图 6－2－35 所示。

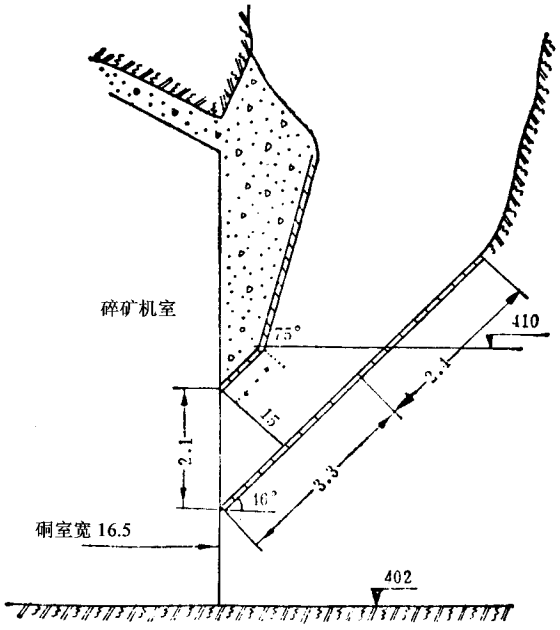


图 6－2－34　102m 水平放矿口剖面图

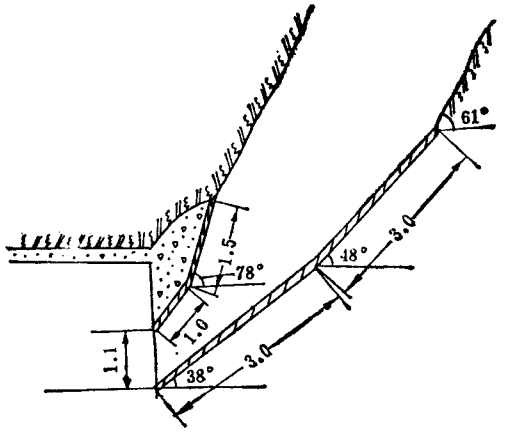


图 6－2－35　290m 水平放矿口横剖面图

⑦通风防尘系统 主要靠自然通风和局部密闭净化达到通风防尘目的。采取的防尘措施有 实现远距离密闭操作 在休息室外安装空气净化装置，提供新鲜空气 在溜口装

车线上部安装喷雾洒水装置，为消除粉尘污染问题，需加强个体防护 贮矿仓设喷雾洒水装置，消除粉尘。

第五节　新水平准备

新水平的延深和准备程序包括新水平掘沟和上水平的扩帮。它表示露天矿不断廷深时时间和空间上的相互关系。它直接影响到露天矿的开采强度、生产能力以及新水平准备的工程量和准备速度。

一、影响新水平延深速度的因素和新水平准备工程量

露天采场的走向长度和形状直接影响新水平延深方式，影响掘沟方法和露天矿生产能力，所用的采掘运输设备类型与掘沟速度及水平推进强度有密切关系。沟的位置影响着新水平的准备工程量和延深速度。

新水平延深的准备工作量，包括出入沟和开段沟的工程量以及新水平掘沟所需上水平最小宽度的扩帮量的总和，采用联合运输开拓时，新水平准备工程量还包括转载站的工程量。

(一)出入沟工程量(V)

1. 双壁沟

$$V_1 = \frac{h_2}{i}\left(\frac{b_1}{2} + \frac{h}{3\mathrm{tg}\alpha}\right) + \frac{h_2}{\mathrm{tg}\alpha}\left(\frac{b_1}{2} + \frac{2h}{3\mathrm{tg}\alpha}\right) \tag{2-14}$$

式中　V_1——双壁出入沟工程量，m^3；

h——延深一个新水平的深度，一般为台阶高度，m；

i——出入沟平均坡度，‰；

b_1——出入沟沟底宽度，m；

α——沟帮坡面角，(°)。

当纵向坡度小于 40‰时，端部沟量可忽略不计。即

$$V_1 = \frac{h_2}{i}\left(\frac{b_1}{2} + \frac{h}{3\mathrm{tg}\alpha}\right), m^3 \tag{2-15}$$

2. 单壁沟

$$V'_1 = \frac{\psi b_1^2}{2i}\left[h - \frac{\psi b_1}{3}\left(1 - \frac{i}{\mathrm{tg}\alpha}\right)\right] \tag{2-16}$$

式中　V'_1——单壁出入沟工程量，m^3；

$$\psi = \frac{1}{\mathrm{ctg}\beta - \mathrm{ctg}\alpha}$$；

β——地形坡角，(°)。

当纵向坡度小于 40‰时，端部沟量也忽略不计。即

$$V'_1 = \frac{\psi b_1^2}{2i}\left(h - \frac{\psi b_1}{3}\right), m^3 \tag{2-17}$$

(二)开段沟工程量(V_2)

1. 双壁沟

$$V_2 = (b_2 + h\mathrm{ctg}\alpha)h \cdot L \tag{2-18}$$

式中　b_2——开段沟底宽，m；

L——开段沟长度，m；

V_2——双壁开段沟工程量，m^3。

2. 单壁沟

$$V'_2 = \frac{\psi b_2^2}{2} L \tag{2-19}$$

式中　V'_2——单壁开段沟工程量，m^3。

(三)扩帮工程量(V_3)

它主要取决于扩帮宽度和采剥程序，扩帮宽度(b_{3k})应保证下一水平能正常掘进出入沟、开段沟和扩帮水平能正常进行采剥工作的最小宽度。扩帮工程量

$$V_3 = b_{3k} L_{3k} h, m^3 \tag{2-20}$$

式中　L_{3k}——所需扩帮长度，m；

b_{3k}——扩帮宽度，m。

(四)转载站年分摊工程量

应根据露天矿的实际情况，如新水平准备工程的位置、掘沟和扩帮设备的技术规格和掘沟方法而定，没有简单的公式来计算。

二、沟的位置选择及其延深方向

(一)沟的位置选择

考虑露天矿周围的地形状况及矿体赋存条件，当露天矿为山坡和凹陷两部分组成时，应考虑到上部和深部开拓的相互衔接，应使其与选矿厂、机修厂、排土场等距离较近。

(二)开段沟位置和延深方向

开段沟的位置和延深方向尽量接近矿体，以使基建剥离量最小并加快建设速度；尽

量减少矿石贫化损失 缩短运距，有利于工作线推进方向的发展，并结合开拓延深工程的发展程序，保证最大可能的延深速度。

沟的延深方向有四种情况 沿顶帮境界延深（图 6－2－36a） 沿矿体上盘延深（图 6－2－36b） 沿矿体下盘延深（图 6－2－36c） 沿底帮境界延深（图 6－2－36d）。

以上四种延深方向比较如下：

按初期剥岩量大小和见矿快慢比较其顺序：b、c 初期剥岩少，见矿快；a 初期剥岩量最大。

按矿石损失贫化指标比较其顺序是：b、a 比 c、d 为好。

各种延深方向技术经济指标比较见表 6－2－18。

表 6－2－18　各种延深方向技术经济比较

延深方式	年产量（万吨）	达产时间（年）	达产深度（m）	生产剥采比（m^3/m^3）	经济效果（%）
沿顶帮境界延深	550	13.5	108	2.18	100
沿矿体上盘延深	580	2.0	24	2.72	180
沿矿体下盘延深	510	2.9	24	2.03	139
沿底帮境界延深	530	10.6	84	2.66	112

三、掘沟方法

表 6－2－19 为部分掘沟方法。

在表 6－2－19 图中，当汽车运输掘沟时，以挖掘机同时供 2 台汽车的方式（表 6－2－19 中的（1）之 3）掘沟速度最快。

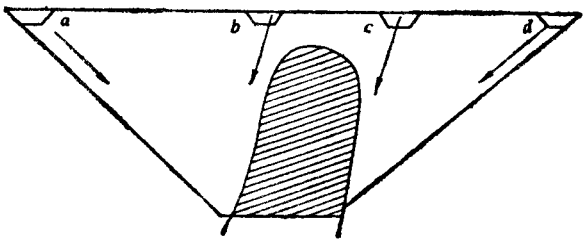


图 6－2－36　开段沟位置及延深方向示意图

铁路运输全断面掘沟时，采用长臂铲上装车的掘沟方法（表 6－2－19　1（2）之 2）中

图),掘沟速度较平装车快。当露天矿要求的年延深,速度不大时,可用普通规格电铲进行平装车(表 6－2－19　1(2)之 1)中图)。大孤山铁矿和眼前山铁矿成功地应用了斗容 6.1m³ 的长臂铲进行上装车全断面掘沟;大冶铁矿用 W－4 型电铲改制一台半长臂铲,进行双铲联合分层掘沟;甘井子石灰石矿采用 3m³ 的电铲进行分层高度 2.5～3m 的上装车掘沟,都取得了很好的效果。兰尖铁矿采用"宽爆窄出"的方法,以便最大限度地发挥设备效率。在大于双壁沟宽度的全断面上进行穿孔爆破,即"宽爆",而"窄出"是指在满足汽车最小转变半径和安全作业的技术条件下,尽量缩小控制宽度,加快掘沟速度。待双壁沟掘通后,再返回沟内挖掘留存矿岩爆堆。实践证明了该方法优点如下:避免了扩帮时,因穿爆工序堵塞沟道所造成的二次清沟引起的停产损失;由于掘沟断面减小,减少了运输车辆;简化了生产管理和组织环节,协调了穿孔、爆破、装载、运输之间的关系,保证了生产持续进行,加快了掘沟速度。该工艺如图 6－2－37 所示。其掘沟参数见表 6－2－20。

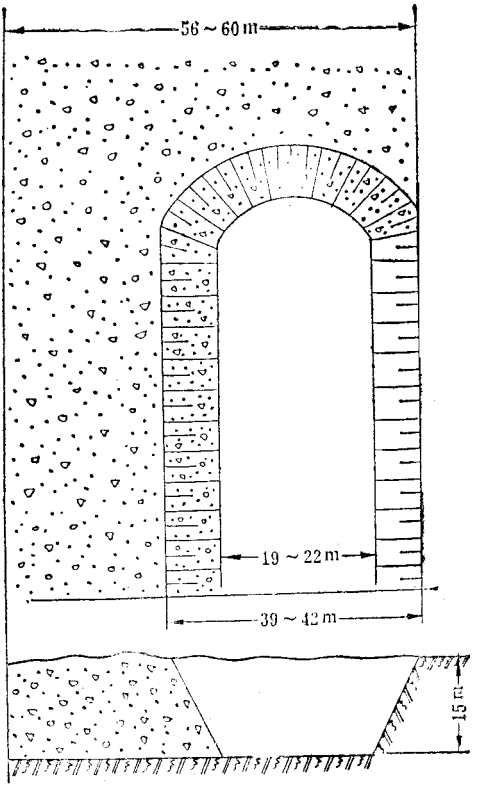
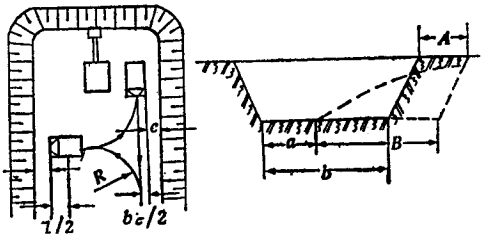
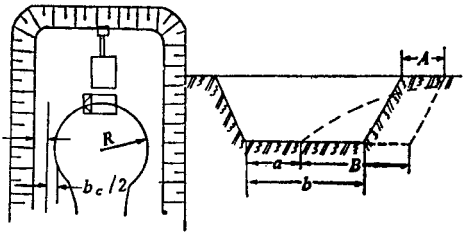
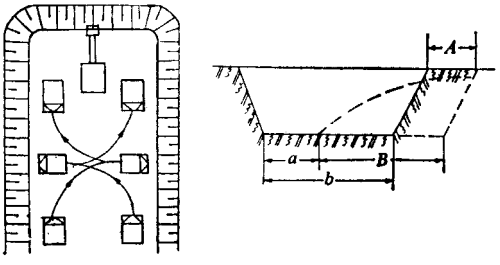
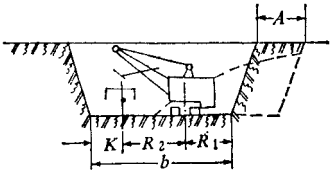
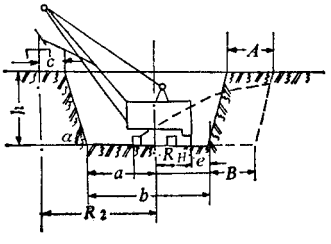


图 6－2－37　兰尖铁矿"宽爆窄出"挖掘工艺示意图

表 6－2－19　部分掘沟方法图表

掘沟方法	图　　示	沟底最小宽度(m)
1. 全断面掘沟 (1)汽车运输掘沟 1)环形调车		$b = B + a - A$ $b_{min} = 2\left(R_{min} + \frac{b_c}{2} + e\right)$ 式中　B——爆堆宽度； a——道路宽度； A——爆破带宽度； R_{min}——汽车最小转弯半径； b_c——汽车宽度； e——安全间隙
2)单折返调车		$b_{min} = R_{min} + \frac{b_c}{2} + \frac{l_c}{2} + 2e$ 式中　l_c——汽车长度； 其余符号同上式
3)双折返调车		
(2)铁路运输掘沟 1)平装车		$b_{min} = R_1 + R_2 + K$ 式中　R_1——站立水平挖掘半径； R_2——卸载半径； K——铁路线路中心至沟帮底线距离
2)上装车		$b_{min} = R_H + R_2 - c - h\mathrm{ctg}\alpha + e$ 式中　R_H——挖掘机回转半径； c——线路中心至坡顶线距离； h——台阶高度； α——沟帮坡面角； 其余符号同上式

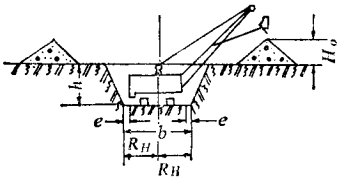
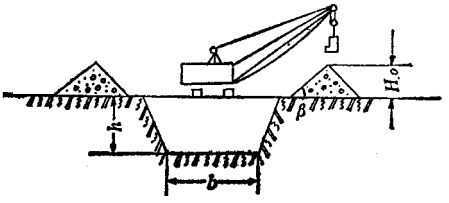
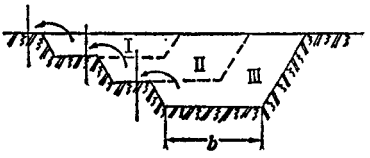
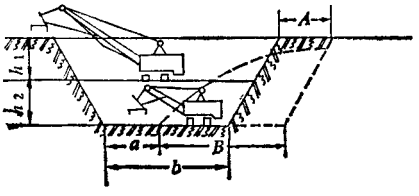
掘沟方法	图　　示	沟底最小宽度(m)
3)无运输掘沟 ①长臂铲掘沟		$b_{min}=2(R_H+e)$
②索斗铲掘沟		
2. 分层掘沟 1)单侧分层上装车掘沟		
2)交错分层上装车掘沟		
3)上分层为上装车、下分层为平装车掘沟		

表 6－2－20　宽爆窄出掘沟工艺横断面规格

断面规格	上宽(m)	底宽(m)	断面积(m^2)
穿爆尺寸	56～60	41～45	728～778
采装尺寸	39～42	19～22	458

四、我国部分露天矿掘沟方法及实际指标

我国部分露天矿掘沟方法及实际指标，见表 6－2－21。

汽车运输掘沟速度参考指标，见表 6－2－22。

五、新水平准备时间和延深速度

新水平准备时间是指上一水平开始准备到下一水平开始准备，或下水平掘沟时间与上水平为掘沟进行扩帮所需时间之和。

延深速度表示露天矿每一年可能延深的垂直高度。用 h_y 表示，即：

$$h_y = 12h / T_o \tag{2-21}$$

式中　h——台阶高度，m；

T_o——新水平准备时间，月；

h_y——年延深的垂直高度，米/年。

表 6－2－21　我国部分露天矿掘沟方法及实际指标

矿山名称	掘沟方法及装运工艺	岩石坚固性系数	沟底宽度（m）	沟　深（m）	电铲效率（万米³/台·月）	掘沟速度（米/月）	延深速度（m/a）
大孤山铁矿	长臂铲上装车	10～12	35	12	6.0	60.78	6～6.3
南芬铁矿	汽车运输尽头折返调车或环形调车	8～12	35	12	14～16	150～200	8～10
白银铜矿 1 号采场	汽车运输、尽头式折返调车	5～7	30	12	5～6.3	100～150	10.10
眼前山铁矿	铁路运输、长臂铲上装车	8～10	27～33	12	6.6	254	12
大冶铁矿	汽车运输环形调车方式	8～12	37	12		308	16
昆阳磷矿	汽车运输、分层掘沟、单侧折返	6～8	12	10(5＋5)	2.03	240	12
德兴铜矿	汽车运输、全断面平装车、折返	5～8	25～30	12			12
铜官山露天矿	汽车运输、全断面平装车、折返	8～10	20	12	3	157 米/半月	12

表 6－2－22　汽车掘沟速度参考指标

掘沟方法	斗　容（m³）	汽车载重吨位（t）	掘沟速度（米/月）			
			h＝10m	h＝12m	h＝15m	h＝20m
尽头式折返调车	4.6	40	245	190	150	
b＝25～27m	8.0	75	310	240	200	130

掘沟方法	斗　容（m^3）	汽车载重吨位（t）	掘沟速度（米/月）			
			h = 10m	h = 12m	h = 15m	h = 20m
环形调车	4.6	40	300	240	180	
b = 35m	8.0	75	350	290	220	130

新水平准备时间有多种确定方法，这里介绍一种公式计算法，供参考。

$$T_o = l_o\left(\frac{1}{v_o}+\frac{1}{v}\right)+\frac{V_1}{KQ}(1+m)+\left(\frac{1}{v_o}-\frac{1}{v}\right)\left[L_p\left(1-\frac{3}{K}-l_o\right)\right] \qquad (2-22)$$

式中　l_o——掘沟电铲与扩帮电铲之间允许的最短距离，m；

v_o——扩帮速度，米/月；

v——开段沟掘进速度，米/月；

V_1——为保证下一水平的准备而在本水平的扩帮量，m^3；

K——本水平的扩帮工作面数；

Q——扩帮电铲的生产能力，$米^3$/月；

m——在一个水平上同时扩帮的电铲数，台；

L_p——本水平的开段沟长度，m；

T_o——新水平准备时间，月。

延深速度和推进速度，二者之间关系如下：

$$v_T = h_y(\mathrm{ctg}\varphi \pm \mathrm{ctg}\beta) \qquad (2-23)$$

式中　v_T——工作帮推进速度，m/a；

h_y——延深速度，m/a；

φ——工作帮坡面角，(°)。

露天矿延深速度取决于设备类型，新水平准备方法和延深工作的组织状况。在我国目前条件下，铁路运输山坡露天矿延深最大可达 8～12m/a，而汽车延深速度最大可达 20～25m/a。在此考虑相邻工作台阶配合发展的限制条件：

$$v_{Ti} \geqslant v_{Ti+1} - (B_i + B_{imin})/T \qquad (2-24)$$

式中　v_{Ti}、v_{Ti+1}——第 i 台阶和第 $i+1$ 台阶的水平推进速度，m/a；

B_i——第 i 台阶工作平盘宽度，m；

B_{imin}——最小工作平盘宽度，m；

T——新水平准备时间，月。

当工作平盘宽度相等时，则推进速度一致，即

$B_i = B_{imin}$时，则 $v_{Ti} = v_{Ti+1}$

每个工作帮的水平推进速度应满足下列条件：

$$nQ/hL \geqslant v_T \tag{2-25}$$

式中　Q——挖掘机效率，m^3/a；

h——台阶高度，m；

L——采场工作线总长度，m；

n——工作帮上所配置的电铲数，台；

v_T——工作台阶完成生产能力所必需的推进速度，m/a。

六、缩短新水平准备时间的途径

除前述提高掘沟速度的掘沟方法外，还采用了横向采剥、纵向推进、短段沟或无段沟来加速新水平准备。如：白银露天矿、铜绿山铜铁矿、金堆城钼矿等都采用横向采剥方法，铜山露天矿、石录铜矿采用无段沟来加速新水平准备工作。在出入沟终端建立开拓基坑，其平面尺寸约为 50×50m，以保证投入第二台采装设备，如图 6－2－28 所示。无段沟开拓简化了扩帮工程，当工作平盘形成后，用多台电铲扇形工作线作业，性挥了汽车运输的灵活性，使新水平准备工作量由 30 万米^3 减少到 10 万米^3 以下，从而使准备新水平时间由一年减至半年。

铜绿山铜铁矿在矿体上盘处开掘临时出入沟（约 15～20 天）和 40～50m 的短段沟后即可开始采矿，再逐步和固定坑线相连。这样既可降低矿石贫化损失，又可加速新水平准备。用此工艺掘沟一般只用 3 个月时间即可准备出一个新水平。

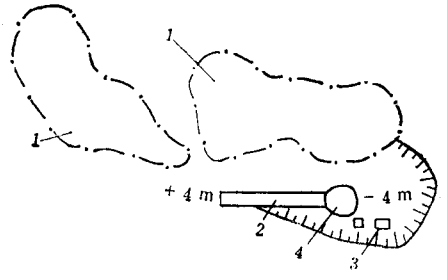


图 6－2－38　石录铜矿无段沟开拓示意图

1—矿体；2—永久路堑；3—水池和泵房；4—基坑

如铜山露天矿掘沟中采取 5～10 排微差爆破，采用排水能力为 500 吨/时的水泵在沟内移动排水，在组织上采取集中优势力量的办法，创造了 15 天完成一条 157m 长的双壁出入沟的掘沟纪录。

七、实例

实例　峨口铁矿

该矿是山坡露天矿，采用斗容 $4m^3$ 电铲和载重 27t 的汽车掘单壁沟。台阶高度为 12m，沟底宽度为 20m，采用双折返调车，掘沟电铲效率为 7 万吨/月，掘沟速度为 100 米/月。年下降速度为 12.2m。

实例　昆阳磷矿

昆阳磷矿为缓倾斜(倾角 10°～30°)矿体，采用汽车分层掘开段沟(即 10m 高的剥离台阶分成两次形成)，沿矿体上盘先掘第一分层，深度 5m。再掘第二分层，形成最终开段沟，采用多排孔微差挤压爆破。调车方式为单侧折返式。掘沟参数：分层沟深 5m，沟底宽 12m，长度 300m，纵坡小于 3%，外沟帮坡面角 75°，内沟帮坡面与矿体层面一致，最终开段沟深为 10m，其它参数同第一分层。下降速度为 10 米/年，开段沟电铲效率为 2 万 $米^3$/月，掘沟速度 200 米/月。

实例　南芬铁矿

1. 出入沟：由于南芬铁矿有上下盘、南北端四条运岩系统和排土场，所以在新水平准备时必须首先考虑采场四条运岩公路主干线相连的采场内倾斜沟道的修筑。其沟道受地形条件等方面因素的影响，有单壁沟和双壁沟两种。出入沟纵坡为 8% 的长度为 300m，纵坡为 3%的长度为 80m。沟的路基宽为 25～27m，路面宽为 20m。

2. 开段沟：设在矿体上盘沿矿岩接触线的岩石中。开段沟长度视矿体长度而定，一般为 1000～1400m。沟底宽 35m(有时为 42m)，为排水方便，沟的中部略高于两侧。

3. 溜井降段和卸矿口的建立：为减少运距和避免矿石上坡运行，采场延深时必须预先进行相应的溜井降段，同时要建新的卸矿口。

4. 主要掘沟工艺：

(1)穿孔爆破。采用 60R 和 45R 牙轮钻机，钻凿 ϕ250mm 和 ϕ310mm 直孔。钻孔每排 6～7 个孔，孔距 5～7m。采用微差爆破或挤压爆破，一次爆破量为 10 万吨以上。基本是横向爆破。

(2)装载和运输。该矿用斗容 $7.6m^3$ 电铲和载重 108t 电动轮汽车进行侧装车掘沟。南芬铁矿用两台 $7.6m^3$ 电铲从两端对向掘沟，掘沟速度达 300 米/月。

(3)为充分发挥装运设备效率，采用底宽为 35～42m 宽断面掘沟。

第三章　露天矿开采工艺技术

露天开采的主要生产工艺是穿孔爆破、采装、运输以及剥离下来废石的排土工作。这四项工艺是相互关联、密切配合，只要其中一项工艺出现故障，势必影响其它工艺的正常进行。

第一节　穿孔爆破

穿孔爆破是金属矿床露天开采首要的一项工艺，它的任务就是有效的破碎矿岩，为后续的采装工艺创造有利条件。金属矿山的矿岩坚硬、条件复杂，穿孔爆破往往成为露天开采的薄弱环节。因此，如何进一步提高穿爆技术，改善穿爆质量，对强化露天开采，加速露天矿的建设具有很现实的意义。

一、穿孔工作

穿孔工作是露天开采的第一道工序，它为爆破工作提供装放炸药的孔穴。穿孔工作的质量，在一定程度上取决于穿孔方法与穿孔设备，并直接影响随后的爆破及采装工作。

目前露天矿使用的穿孔方法，按钻进或能量利用方式，分为机械穿孔和热力穿孔。机械穿孔适用于各种硬度的矿岩，是当前用得最普遍的方法；热力穿孔因成本太高和尚存在一些技术问题，只是在十分坚硬的铁燧石中有其应用。此外，化学和声波穿孔尚在研制之中。

露天矿穿孔设备按共穿孔深度分为深孔和浅孔凿岩设备。深孔穿孔设备主要是牙

轮钻机和潜孔钻机；钢绳冲击式钻机由于操作笨重、效率低、成本高，对矿岩力学性质的适应性差，已经基本被淘汰了。小型露天矿山的主要穿孔设备、以及大中型露天矿一次浅孔、二次破碎、采场边坡清理、三角岩体处理、根底消除以及露天矿硐室工程等凿岩作业，则主要用凿岩机和凿岩台车。

1. 常用穿孔设备及其选择

(1)牙轮钻机。牙轮钻机是五十年代中期兴起的一种新型穿孔设备，由于具有穿孔效率高，作业成本低，机械化、自动化程度高，适应各种硬度的矿岩穿孔作业等优点，已成为当今世界各国露天矿最先进的穿孔设备。

我国大中型露天矿穿孔作业采用牙轮钻机日益增多。目前我国已定型生产的牙轮钻机有 KY－310、KY－250 型，正在积极研制的有 KY－380、KY－200、KY－150、KY－120 等型号。

当选用牙轮钻机时，大型和特大型露天矿一般应选用孔径为 310～380mm 的牙轮钻机；中型露天矿一般应选用 150～250mm 孔径的牙轮钻机。

表 6－3－1 所列为国产牙轮钻机型号及其技术性能。

表 6－3－1　国产牙轮钻机型号及其主要技术性能

技术性能	型号					
	KY－310	YZ－55	YZ－35	KY－250A	KY－200	KY－150
钻孔直径(mm)	250～310	250～380	170～270	220～250	150～200	120～150
钻孔深度(m)	17.5	16.5	17.5	17	15～21	20
钻孔角度(°)	90	90	90	90	70～90	70～90
钻进速度(m/min)	0.1～1	0～0.92	1.2	0～0.94	0～3	0.17～0.34
回转速度(r/min)	0～100	0～120	0～90	0～85	0～120	45；60；90
轴向压力(kN)	500	550	350	350	160	130
风　压(MPa)	0.3432	0.2746	0.2452	0.3432	0.3923	0.4～0.7
空压机气量(m^3/min)	40	37	28	30	18	25
钻杆直径(mm)	219；273	219；273；325	140；219	180；219；194	114；140；159	104；114；168
钻杆长度(m)	9130	不换杆	不换杆	8.98；8.95	7.55；1 7	9.5
安装电机总功率(kW)	394	350	280	400		最大 304；工作 260
行走速度(km/h)	0.6	0～1.2	0～1.3	0.73	1	0.85
爬坡能力(°)	12	14	15%	12	12	14
适应岩石硬度 f	6～20	各种矿岩	8～18	6～18	4～16	4～14
钻机总重量(t)	120	140	85	93	40	40
钻机工作尺寸(m) 长×宽×高	13.6×5.7×25	14.25×6.11×24.5	13.3×5.91×27.1	12.1×6.22×25	8.72×3.59×12.3	7.8×3.2×14.6

表 6－3－2　国产潜孔钻机型号及主要技术性能

技术性能	型号				
	KQ－250	KQ－200	KQ－150	KQD80/120（多方位潜孔钻）	SQ－100J
钻孔直径(mm)	230～250	200～220	150～170	80～120	80～127
钻孔深度(m)	16	17.8～19.3	17.5	20	30
钻具转速(r/min)	17.9；22.3	17；13.5；27.2	29.2；21.7；42.9	35；45；53；67；77；115	33
推进行程(m)	16	6	9	2～5	
钻杆直径(mm)	219；203	163	133	60	
钻杆长度(m)	8.5	10.2；9.5	9	2；3；5	3
冲击器型号	C230；C250	J－200	C－150B	C80；C100	
冲击频率(次/min)	850；650	790		1650～1900	
使用气压(MPa)	0.5～0.6	0.5～0.7	0.5～0.6	0.5～0.7	6；1.0；15
总耗气量(m^3/min)	30	20～25	15.4	9	12～17
电机最大容量(kW)	316	331	58.5	30	
电压(V)	6000	3000；6000	380	380	
行走速度(km/h)	0.77	0.755	1	1	2
爬坡能力(°)	10	14	14	25	17
钻机重量(t)	45	41.6	14	8	5.2
钻机工作尺寸(m) 长×宽×高	10.2×5.93×21.3	9.76×5.74×14.4	6.59×3.13×12.9	6×2.52×2.77	5.61×2.6×2.5
耗水量(m^3/班)	3～5	3～4	1.5～2	1～1.5	1.5～2.5

(2)潜孔钻机。潜孔钻机也是五十年代兴起的一种新设备。它具有机动灵活，设备重量轻，价格低，穿孔角度变化范围大等优点，但穿孔技术和穿孔效率不如牙轮钻机。目前是中小型露天矿主要穿孔设备，适用于中硬矿岩穿孔。

我国已定型的潜孔钻机有 KQ－150(KY－150)、KQ－200、KQ－250 型。KQ－150、KQ－200 型一般用于中小型露天矿，KQ－250 型可用于大中型露天矿穿孔作业。

国产潜孔钻机型号及主要技术性能列于表 6－3－2。

潜孔钻机与牙轮钻机相比：

①潜孔钻机转速较牙轮钻机低约 40～100%；

②台年爆破量为牙轮钻机的 1/2～1/4；

③穿孔成本牙轮钻机为潜孔钻机的 70%，随钻头制造工艺的改进，还可进一步降低；

④由于潜孔钻机孔径较小，爆下矿岩块度小，便于小型挖掘机采装。

目前，潜孔钻机效率发挥得好，台月进尺可达 2000m，台年穿爆矿岩量可达 60～150 万 t。

2. 提高穿孔设备效率的途径　穿孔设备的效率直接关系着露天矿的生产能力和采出矿石成本，必须设法予以提高。

(1)提高牙轮钻机穿孔效率的途径。牙轮钻机的生产能力和牙轮钻机的机械钻速成

正比。机械钻速愈快，台班生产能力必然愈高。而机械钻速又与钻机的轴压和回转速度成正比，而与钻头直径成反比。因此，分析轴压、回转速度、钻头直径与机械钻速之间的关系，就成为提高牙轮钻机穿孔效率的关键。

轴压与机械钻速的关系如图 6－3－1 所示。当轴压 P 很小时，岩石仅以表而磨蚀的方式进行破碎，此时随轴压增大，钻速 v 呈直线增长（图中 ab 段）。随轴压继续增大，岩石内产生疲劳破坏而出现局部体积破碎，轴压与钻速之间的关系就改成为幂函数变化（图中 bc 段）。当轴压增大到等于岩石的抗压强度时、此时岩石的破碎效果最好，能量消耗也最低（图中 cd 段）。过了极限轴压 P_k 以后，由于钻头轮齿整个被压入岩石内，即使再增加轴压，钻速也不会再捉高（图中 de 段）。

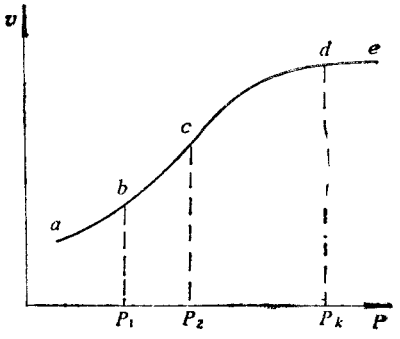


图 6－3－1　轴压 P 与钻速 v 的关系

通过上述分析，合理的轴压可参照卞式计算：

$$P = fK\frac{D_9}{D} \tag{3-1}$$

式中　f——岩石坚固性系数；

K——系数，$K = 1.4$；

D_9——9 号钻头直径，为 214mm；

D——使用的钻头直径，mm。

回转速度 n 与机械钻速间的关系也是一样。随转速加快，钻速相应提高，但当超过极限转速以后，钻速也跟着下降。这是由于转速过大，轮齿与孔底岩石间作用时间太短，未能充分发挥轮齿对岩石的压碎作用。再加转速过快，钻头的磨损和钻机的震动也加大，给穿孔带来不良影响。

目前我国使用的 KY－310、KY－250C 型牙轮钻机，其轴压分别为 42t 和 45t，转速都控制在 100r/min 以内。这是根据高轴压、低转速的要求设计的。

钻孔直径 D 对钻速的影响是 :随直径加大钻速下降。但钻孔直径加大以后，钻头直

径和强度能相应加大，有利于增加轴压与转速，轴压与转速增加结果，又有利于提高钻速。从另一方面讲，增大钻孔直径，爆破孔网参数也能加大，从而能提高炮孔延米爆破量和钻机台年穿爆矿岩量。故目前牙轮钻机设计总的趋势是采用大孔径穿孔，国外最大孔径已高达 445mm。

此外，影响机械钻速的还有排碴风量（提供孔壁与钻杆间环形空间适宜的回风速度）以及工作时间利用系数等。

（2）提高潜孔钻机穿孔效率的途径。潜孔钻机的台班生产能力，和牙轮钻机一样，与其机械钻速及工作时间利用系数成正比。但潜孔钻机的机械钻速主要取决于冲击器的冲击功和冲击频率。为改善冲击功和冲击频率，一般采取以下措施：

①提高风压，改善排碴效果；

②采用双活塞冲击器，即在活塞杆上串联两个活塞，分别在隔绝的两个气缸中作同步往复运动，由于推动活塞的作用面积增加，从而提高了单次冲击功和冲击频率。在同等风压条件下，双活塞的冲击频率比单活塞提高了 30% 以上，钻孔速度可提高 40 ~ 100%；

③采用无阀冲击器来取代复杂的专门配气机构。无阀冲击器可提高钻孔速度 50%，冲击器寿命可增加 3 ~ 4 倍。

二、爆破工作

与地下开采相比，露天开采爆破的主要特点是，台阶工作线长，工作面较宽，开采机械化程度高，开采强度大，爆破条件好。在进行爆破工作时，应尽量利用这些有利因素，以提高露采的爆破质量。

露天矿常用的爆破方法有：(1) 浅眼爆破法，用于小型露天矿山或山头及平台的局部采掘，以及大块的二次破碎；(2) 深孔爆破法，它是露天矿最常用的爆破法；(3) 硐室爆破法，用于矿山基建时期或某些特殊情况下的爆破。

1. 露天开采对爆破工作的质量要求　露天开采通常是以采装工作为中心组织生产，爆破工作的质量必须满足采装工作的要求。

（1）有足够的爆破贮备量。为了保证挖掘机连续作业，要求采区工作面每次爆破的矿岩量，能满足挖掘机 5 ~ 10 昼夜的采装需要。近年来，随着大型设备和多排微差爆破技术的应用，这一要求完全可以达到。

（2）要有合格的破碎块度，满足挖掘机铲装和粗碎机破碎。

符合挖掘机要求的最大允许块度为 $a \leqslant 0.8\sqrt[3]{V}$　　(3 - 2)

符合粗碎机要求的最大允许块度为 $a \leqslant 0.8A$　　(3 - 3)

式中　V——挖掘机斗容，m^3；

A——粗碎机入口最小宽度，m。

(3)形成规整的爆堆和台阶。爆破后形成的松散岩堆，称为爆堆，其形状和尺寸对采装工作影响很大。爆堆过高，会影响挖掘作业的安全；爆堆过低且又平缓，既降低铲装时满斗系数，又增加采装前清理工作量，对采用铁路运输的矿山，还要增加线路的移设次数。故对爆堆的要求以能适应采装和运输需要为限度。

爆破后的台阶工作面要求规整，不允许出现根底、伞岩、凹凸不平等现象。尽可能减少因爆破后冲而在新的台阶上产生裂隙(图 6－3－2)，影响下一循环的穿爆工作。

实践证明，要满足上述质量要求，采用多排孔微差爆破和控制爆破技术，是十分有效的。

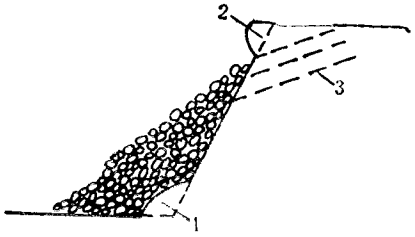


图 6－3－2　露天矿爆破的弊病

1—根底；2—伞岩；3—裂隙(后冲)

2. 提高爆破质量的措施　目前国内外为捉高爆破质量，进行了多方面的研究和试验，证实下列一些措施是行之有效的。

(1)多排孔微差爆破。多排孔爆破能扩大爆破规模，改善矿岩破碎效果。但多排孔(一般为 4～6 排或更多)同一瞬间起爆，爆破质量并不很理想；非得采用微差爆破，即以若干毫秒间差，分组依次起爆，才能取得岩石破碎均匀，大块率低，爆堆集中，而且后冲作用小的良好效果。其主要原因就是在于微差爆破能充分利用爆破后岩块所具有的动能，而使之转化为相互间磁撞的机械功，从而产生补充破碎作用。

实践表明，只要合理地确定炮孔的布置方式、起爆顺序和毫秒间隔时间，微差爆破的优越性就能充分发挥。具体的起爆方式和起爆顺序，一定要结合矿山的具体条件。有关这方面的内容，爆破工程课程已作介绍。

(2)多排孔微差挤压爆破。它是在工作平台上残留有爆堆情况下的多排孔微差爆破。由于碴堆的存在，为挤压创造了条件。一方面能延长爆破的有效作用时间，改善炸药能的利用和破碎效果；另一方面能控制爆堆宽度，避免矿岩飞散。

多排孔微差挤压爆破与多排孔微差爆破的不同点，仅在于第一排和最后一排钻孔参

数宜取小一些，装药量要加大一些（加大 20～30%），微差间隔时间要增大 30～60%（常用 50～100ms）。

多排孔微差挤压爆破的明显优缺点是：矿岩破碎效果好，爆堆更集中，对用铁路运输的露天矿，爆破前可不拆道；但工作平台要求更宽，爆堆也更高，炸药消耗量也更大。

（3）高台阶爆破。它是将 2～3 个台阶合并成一个台阶作一次爆破，然后再按原有的台阶高度逐层装运，上部台阶的装运是在已爆岩碴上进行。爆破时，上一个台阶留有碴堆，连同下一台阶采用多排微差挤压爆破（图 6－3－3）。

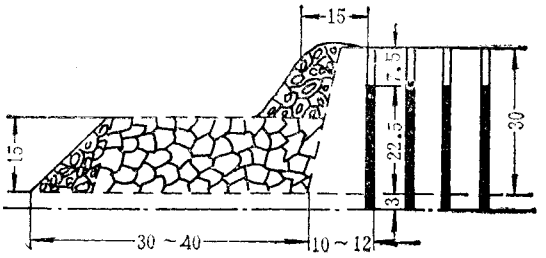


图 6－3－3　高台阶爆破

采用高台阶爆破，每次爆破钻孔排数不宜少于四排，以 8～10 排为最好；考虑钻孔下部夹制严重，宜采用掏槽爆破；同时由于钻孔较长，宜采用分段装药，同一孔内各段装药之间的起爆，也可按微差延迟。

高台阶爆破的优点是：①成倍的增大一次爆破量，有利于穿爆、采装和运输工作的平行作业；②炮孔装药的有效长度相对增加，爆炸能集中，可改善矿岩破碎质量；③减少后冲作用和超钻对未爆岩体的破坏范围；④减少超钻、开孔的数量，提高穿孔效率。

但高台阶爆破要求穿孔深度大，一般钻机作业困难；且台阶下部夹制严重，质量不易保证。

（4）合理改变装药结构。垂直深孔采用集中装药（图 6－3－4），爆破作用集中在台阶的下部，而台阶上部则由塌落引起破坏，往往出现大块。改用间隔装药或混合装药结构，可使台阶的中部和上部也在不同程度上受到炸药爆炸的直接作用，有利于减少大块产生。

（5）采用预裂爆破隔离边坡。露天矿在临近边坡处采用预裂爆破可以取得良好的效果。它是沿边坡线钻凿一排孔径和孔距较小的平行钻孔，孔内装入少量炸药，并使药包与孔壁间保留一空气间隔（图 6－3－5）。在采掘带未爆破之前先行起爆，从而获得一条有一定宽度（不小于 1～2cm）并贯穿各钻孔的裂缝，使采掘带和最终边坡隔离开来。随后采掘爆破的地震波遇到裂缝即产生强烈反射，使地震波强度大为减弱，从而起到保护边坡的作用。

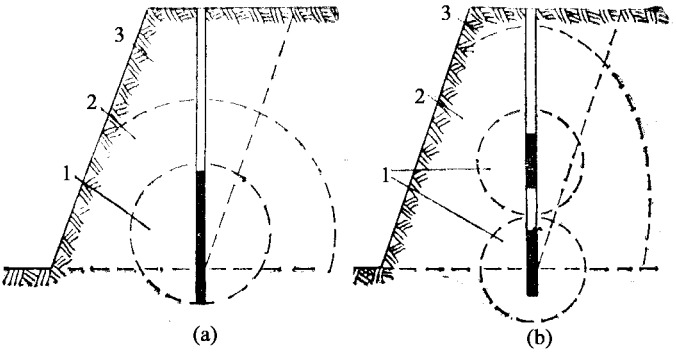


图 6－3－4　装药结构对爆破质量的影响

(a)集中装药；(b)间隔装药

1—细块区；2—中块区；3—大块区

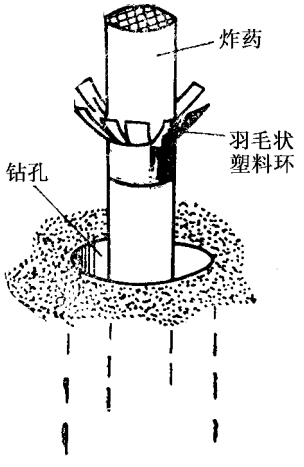


图 6－3－5　预裂药包装药示意图

预裂爆破的钻孔布置如图 6－3－6。钻孔的基本参数，除取决于矿岩的物理力学性质外，还与所保护边坡的重要程度有关。马鞍山矿山研究院根据所保护边坡的重要程度推荐采用的预裂爆破的参数列于表 6－3－3。

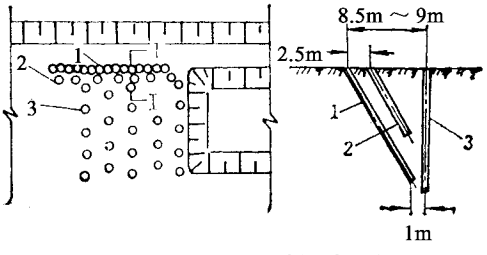


图 6－3－6　预裂爆破的钻孔布置

1—预裂孔；2—缓冲孔；3—主爆孔

预裂壁面要求比较平整，预裂钻孔附近的岩体不应出现严重的爆破裂隙，最好是在预裂壁面上能完整地留下半个钻孔壁。

表 6－3－3　预裂爆破的参数

普通预裂爆破				重要预裂爆破			
孔径（mm）	炸　药	孔距（m）	线装药密度（kg/m）	孔径（mm）	炸　药	孔距（m）	线装药密度（kg/m）
80	2 号岩石或铵油炸药	0.7～1.5	0.4～1.0	32	2 号岩石或铵油炸药	0.3～0.5	0.15～0.25
100	同上	1.0～1.8	0.7～1.4	42	同上	0.4～0.6	0.15～0.30
125	同上	1.2～2.1	0.9～1.7	50	同上	0.5～0.8	0.20～0.35
150	同上	1.5～2.5	1.1～2.0	80	同上	0.6～1.0	0.25～0.5
				100	同上	0.7～1.2	0.30～0.7

第二节　采装工作

用装载机械将矿岩从其实体或爆堆中挖掘出来，并装入运输容器或直接倒卸至一定地点的工作，称为采装工作。它是露天开采工艺的中心环节。采装工作的好坏，直接影响到矿床的开采强度、露天矿的生产能力及其最终经济效果。

众所周知，对采装工作起决定影响的是，正确选用采装设备和良好的工作方法。这是提高采装工作效率，搞好露天矿生产的前提。当前金属露天矿所采用的采装设备主要是单斗挖掘机。故本节主要介绍正向挖掘单斗挖掘机的应用，其次介绍前端式装载机在小型露天矿的应用。

一、金属露天矿常用的采装设备

露天矿使用的单斗挖掘机种类繁多，按铲斗与悬臂连接方式可分刚性连接的机械铲和挠性连接的索斗铲。前者又分为正铲、反铲和刨铲；后者也分为索斗铲和抓斗铲（图 6－3－7）。按使用的动力设备可分电铲和油铲；按行走机构型式可分履带式、迈步式和轮胎式。但露天矿用得最广泛的是履带式正向机械铲。

1. 机械铲（以下称挖掘机）　它可用于采矿、剥离、排土、掘沟和倒装等。挖掘机以铲斗容积表示其规范。国外露天矿采装用的挖掘机最大铲斗容积已高达 19m^3，我国生产的铲斗容积也已达 10～12m^3；但我国露天矿广泛用的仍为 4～4.6m^3。

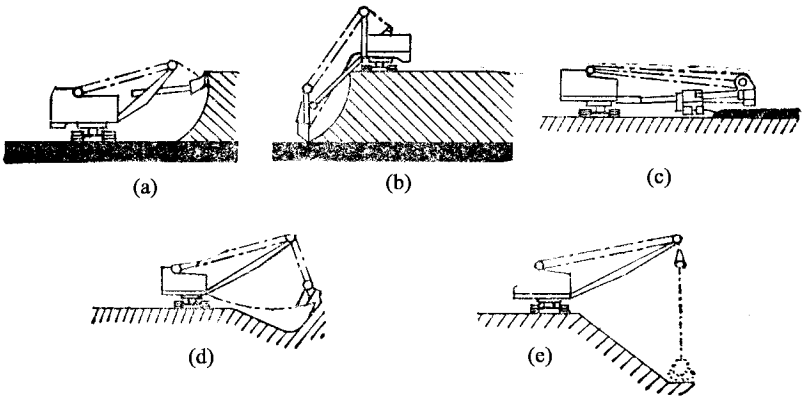


图 6－3－7　单斗挖掘机的类型

(a)正铲；(b)反铲；(c)刨铲；(d)索斗铲；(e)抓斗铲

挖掘机的设备选型要根据矿山规模、矿岩采剥总量、开采工艺、矿岩物理力学性质及设备供应情况等因素决定。一般特大型露天矿选用斗容不小于 8～10m³ 挖掘机；大型露天矿用 4～10m³ 斗容；中型露天矿用 2～4m³；小型露天矿用 1～2m³。采用汽车运输时，挖掘机铲斗容积应与汽车载重量合理配套，一般一车装 4～6 斗。

挖掘机的主要工作参数(图 6－3－8)包括如下：

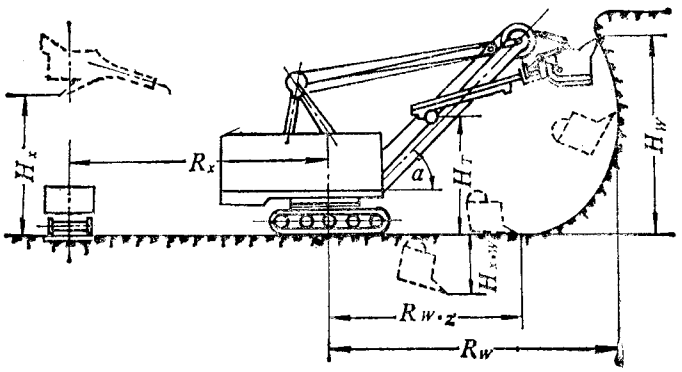


图 6－3－8　单斗挖掘机工作参数

(1)挖掘半径(R_W)：指挖掘时由挖掘机回转中心至铲斗齿尖的水平距离。根据工作状态不同，又分最大挖掘半径和站立水平挖掘半径。最大挖掘半径($R_{W\cdot max}$)是铲杆最大水平伸出时的挖掘半径；而站立水平挖掘半径($R_{W\cdot Z}$)是铲斗平放在站立水平面的挖掘半径。

(2)挖掘高度(H_W)：指挖掘时铲斗齿尖距站立水平的垂直距离。最大挖掘高度

($H_{W\cdot max}$)是铲杆最大伸出并提到最高位置时的垂直距离。

(3)卸载半径(R_x)：指卸载时由挖掘机回转中心至铲斗中心的水平距离。最大卸载半径($R_{x\cdot max}$)是铲杆最大水平伸出时的卸载半径。

(4)卸载高度(H_x)：铲斗斗门打开后，斗门的下缘距站立水平的垂直距离。最大卸载高度($H_{x\cdot max}$)是铲杆最大伸出并提到最高位置，当斗门打开后，斗门下缘距站立水平的垂直距离。

(5)下挖深度($H_{x\cdot W}$)：铲斗下挖时由站立水平至铲斗齿尖的垂直距离。

应当指出，挖掘机的工作参数是依动臂倾角 α 而定的。动臂倾角允许有一定的改变。当动臂调陡后，挖掘和卸载高度可以加大，而挖掘和卸载半径则相应减小。

2. 液压铲(图 6－3－9)是指以液压传动的挖掘机，其最大斗容也已达 $8m^3$。这种铲的特点是结构简单，轻便灵活，工作平稳，自动化程度高，但缺点是液压部件精度要求高，发生故障不易从外部发觉，且在严寒地区作业困难。尽管如此，随着制造工艺和液压技术的不断发展，这种铲在露天矿的应用很有前途。

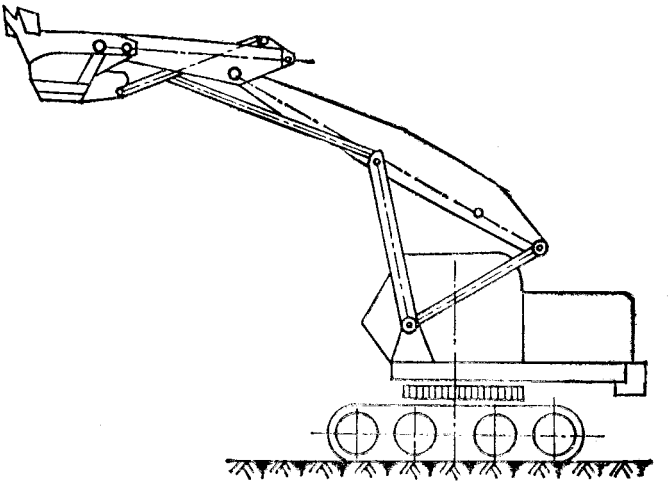


图 6－3－9　液压铲示意图

3. 轮胎式前装机　是以柴油发动机驱动和液压操纵的一机多能的装运设备，其主要特点除能向运输容器装载外，还可以进行自铲自运，以及清理工作面等多种作业。其基本结构如图 6－3－10。

轮胎式前装机与挖掘机相比具有以下优点：自重小，为同斗容挖掘机的 1/6～1/7；制造成本是同斗容挖掘机的 1/3～1/4；行走速度快机动灵活；可在 20°左右的坡度上行走和进行采装工作；可随时更换工作机构，适应露天矿多种辅助作业；设备折旧年限也较短。

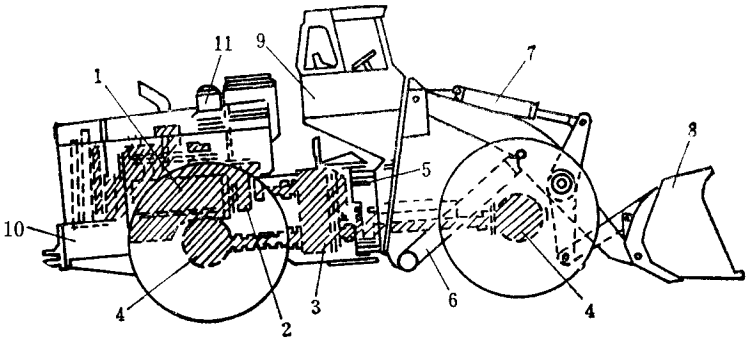


图 6－3－10　轮胎式前装机基本结构示意图

1—柴油发动机；2—液力变矩器；3—变速箱；4—前、后桥；5—车架铰链；6—动臂提升油缸；7—转斗油缸；8—铲斗；9—司机室；10—燃料箱；11—滤清器；

它的缺点是，受矿岩块度的影响，生产能力变化范围较大；适应的工作台阶不宜过高；轮胎磨损较快增加生产费用。

前装机在露天采场的用途主要是：

(1)作中小型矿山的主要采装设备，向汽车或铁路车箱进行装载工作；

(2)在运距不远的溜井或排弃场之间作采、装、运设备；

(3)用作辅助设备。如将爆散的矿岩集拢，平整作业场地，修筑运输线路，清扫边坡等。

国内露天矿常用的前装机为 ZL 系列，型号有 15、20、30、40、45、50、100 等，相应的斗容为 0.75、1.0、1.5、2.0、2.5、3、5.4m^3。

二、采装工作面参数

挖掘机在采装工作而工作，须对台阶高度、采区长度、采掘带宽度和工作平盘宽度等参数做出合理确定，这不仅关系到挖掘机的采装，而且也影响露天矿其他生产工艺过程的顺利进行。

1. 台阶高度 h　露天矿台阶高度受多种因素制约，如挖掘机工作参数、矿岩性质和埋藏条件、穿孔爆破工作要求、矿床开采强度以及运输条件等。以下仅分析与生产关系最密切的挖掘机工作参数对台阶高度的影响。

(1)平装车时台阶高度。当运输设备与挖掘机在同一水平上装车，若岩土直接可以挖掘，不需预先爆破，则台阶高度 h 不宜大于最大挖掘高度 $H_{W\cdot max}$，否则台阶上部残留岩土有突然塌落危险(图 6－3－11)。

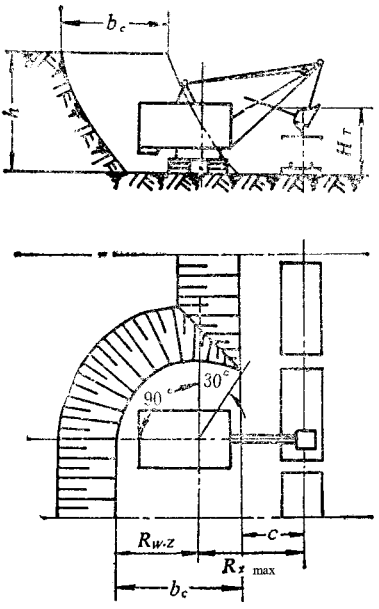


图 6－3－11　松松岩土的采掘工作面

若采装坚硬矿岩的工作面，要控制爆破后的爆堆高度也不大于最大挖掘高度，包括多排孔微差挤压爆破（图 6－3－12）；只有当块度不大，没有粘结性的矿岩可以适当增高 20～30%。

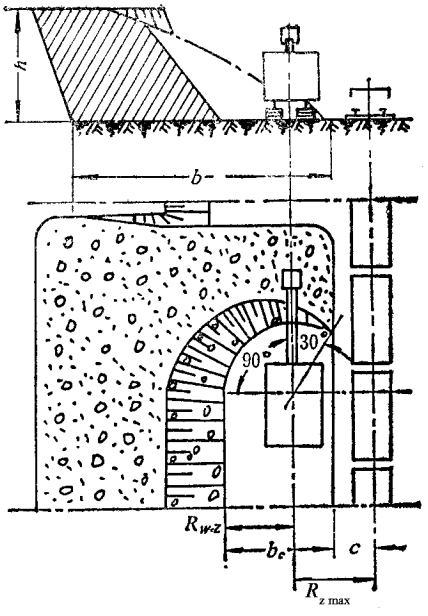


图 6－3－12　坚硬岩石的采掘工作面

台阶高度过低，除铲斗挖不满降低挖掘机效率外，会因台阶数目增加增大线路等铺设和维修工作量。故松软岩土的台阶高度和坚硬矿岩的爆堆高度都不应低于挖掘机推压轴高度的 2/3。

(2)上装车时台阶高度。当运输设备移至台阶上部平盘装车时，为使矿岩装入运输设备，应按挖掘机的最大卸载高度和最大卸载半径来确定台阶高度(图 6－3－13)。即取下列二式中的较小值。

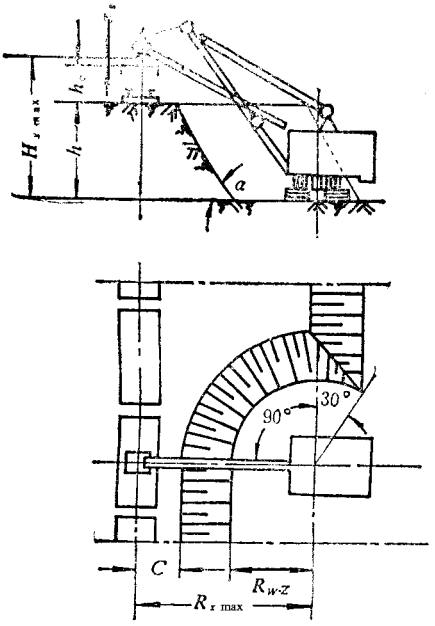


图 6－3－13　上装车台阶高度的确定

$$h \leqslant H_{x\cdot max} - h - e_x \tag{3-4}$$

或

$$h \leqslant (R_{x\cdot max} - R_{W\cdot Z} - C)\,\mathrm{tg}\alpha \tag{3-5}$$

式中　h——上装车时的台阶高度，m；

$H_{x\cdot max}$——最大卸载高度，m；

h_c——台阶上部平盘至车辆上缘高度，m；

e_x——铲斗卸载时铲斗下缘至车辆上缘间隙，一般 $e_x \geqslant 0.5 \sim 1$m；

$R_{x\cdot max}$——最大卸载半径，m；

$R_{W\cdot Z}$——站立水平挖掘半径，m；

α——台阶坡面角，度；

C——线路中心至台阶坡顶线的间距。

2. 采区长度 L_c　又称挖掘机工作线长度，是指工作台阶上划归一台挖掘机采装的

工作长度(图 6－3－14)。采区长度的大小应根据需要和可能来确定。采区长度短,一个台阶上配置的挖掘机数多,虽可加快工作线推进,但增加了调车难度。一般是按穿爆与采装相结合,即至少应保证挖掘机有 5～10d 以上的采装爆破量,并考虑不同运输方式对采区长度的不同要求。设计部门根据我国露天矿的生产实际提出如表 6－3－4 所列的采区长度参考值。

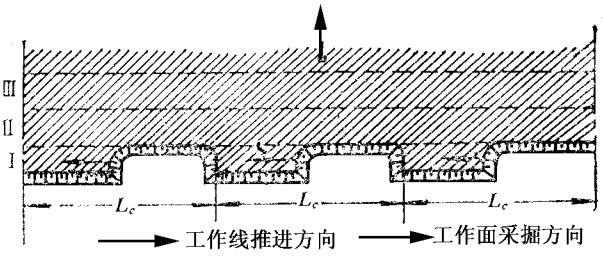


图 6－3－14　采区长度

表 6－3－4　采区长度参考值

挖掘机铲斗容积(m^3)	采区长度(m)	
	铁路运输	汽车运输
0.2～2	>200	>150
4～6	>450	>300

3. 采掘带宽度 b_c　采掘带的宽度实际是挖掘机一次挖掘的宽度。采掘带过窄,挖掘机移动频繁,生产能力降低,履带磨损也增加;对铁路运输的平盘,则增加移道次数。采掘带确定过宽,则挖掘机工作条件恶化,满斗率下降,生产能力亦相应降低。

为保证挖掘机能满斗采装,采掘带应保持使挖掘机能向里侧回转 90°(不大于 90°),向外侧回转 30°(图 6－3－12)。其变化范围为:

$$b_c = (1 \sim 1.5) R_{W \cdot Z} \tag{3-6}$$

铁路运输平盘的合理的采掘带宽度应不超过下式计算值:

$$b_c \leqslant R_{W \cdot Z} + fR_{x \cdot max} - c \tag{3-7}$$

式中　$R_{W \cdot Z}$——挖掘机站立水平挖掘半径,m;

$R_{x \cdot max}$——挖掘机最大卸载半径,m;

f——铲杆规格利用系数,$f = 0,8 \sim 0.9$;

c——外侧台阶坡底线或爆堆坡底线至轨道中线的距离,一般取为 3m。

4. 工作平盘宽度 B　工作平盘宽度大小,取决于爆堆宽度、运输设备规格、设备和动力管线的配置方式以及所需回采矿量。

汽车运输时最小工作平盘宽度，可按图 6－3－15(a)计算：

$$B_{min} = b + c + d + e + f + g \tag{3-8}$$

式中　B_{min}——最小工作平盘宽度，m；

b——爆堆宽度，m；

c——爆堆坡底线至汽车边缘的距离，m；

d——车辆运行宽度，m；

e——线路外侧至动力电杆的距离，m；

f——动力电杆至台阶稳定边界线的距离，m；

g——安全宽度，m。

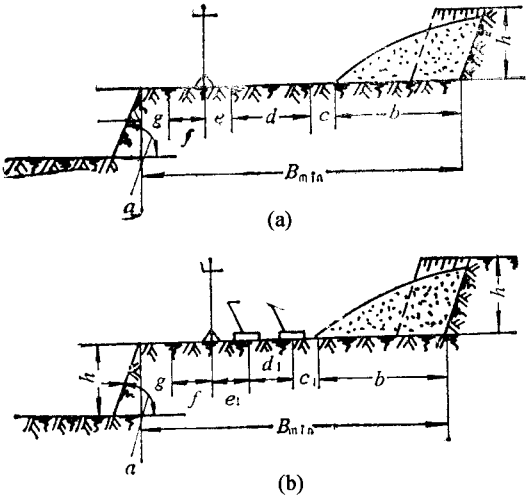


图 6－3－15　最小工作平盘宽度

(a)汽车运输；(b)铁路运输

铁路运输时的最小工作平盘宽度，可按图 6－3－15(b)类似式 3－8 进行计算。计算时取 c_1 为爆堆坡底线至线路中线距离；d_1 为相邻两线路中心间距(同向架线 $d_1 \geqslant 6.5$m，背向架线 $d_1 \geqslant 8.5$m)；e_1 为外侧线路中线至动力电杆间距，$e_1 = 3$m。

露天矿实际工作平盘宽度，常较计算的最小工作平盘宽度为大。

三、挖掘机的生产能力及提高生产能力的途径

挖掘机是一种间断作业的采装机械，生产能力要受周期间断性因素的影响，根据分析计算方法，单斗挖掘机的实际生产能力为：

$$Q_W = \frac{60ET\eta K_H}{K_p t}, \text{m}^3/\text{台班} \tag{3-9}$$

式中　E——铲斗容积，m^3；

T——每班工作时间，h；

η——班工作时间利用系数；

K_H——满斗系数；

T——挖掘工作循环时间，min；

K_p——矿岩在铲斗内的碎胀系数，中硬及中硬以下矿岩取 1.3～1.5；坚硬矿岩取 1.5～1.7。

为了充分发挥挖掘机的效益，对选型后的挖掘机宜从以下几方面寻求提高生产能力的途径。

1. 缩短挖掘机工作循环时间，提高满斗系数　挖掘机工作循环时间是由挖掘、重斗转向卸载点、铲斗对位和卸载以及空斗转回工作面至挖掘点这四个工序组成。工作循环时间长短，主要取决于司机的操作技术水平、爆破质量和车辆停放的位置。操作时加快回转速度，合并几项工序同时操作，车辆停放位置使挖掘机回转角度不大于 90°等，都对缩短工作循环时间具有很大意义。提高满斗系数关键在于提高爆破质量，利用等车时间集中爆堆，挑出不合格大块，也可以减少铲斗挖取阻力，改善挖掘条件。

2. 及时供应空车，提高挖掘机班工作时间利用系数　挖掘机往往因等车延误大量非工作时间。为提高挖掘机时间利用系数，必须增加空车供应率，缩短车辆入换时间，减少欠车时间，并加大车辆载重量。提高空车供应率除配足必要的车辆外，应合理的组织运输工作。如以汽车运输为例，汽车在工作面的入换方式就应根据平盘宽度、车线多少，入门数目来取用同向行车，折返倒车或回返行车（图 4－3－16）。

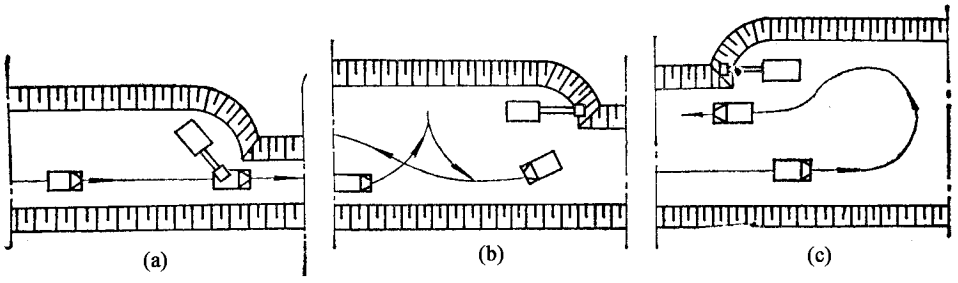


图 6－3－16　汽车在工作面的装载位置及调车方法

(a)同向行车；(b)折返倒车；(c)回返行车

3. 加强设备维修管理，提高设备完好率　设备维修应贯彻以防为主，认真执行挖掘机的检查维修制度。

第三节　运输工作

露天矿运输工作的基本任务，是将采出的大量矿石运送到选矿厂、破碎站或贮矿场，同时把剥离的岩土运送到排土场，并将生产过程中所需的人员、设备和材料运送到工作地点。这些划归矿山企业经营范围以内的运输工作，属内部运输；不同于从选矿厂精矿仓、铁路装车站、转运站到精矿用户或冶炼厂之间的运输，后者属外部运输。

一、露天矿常用的运输方式

大中型金属露天矿，主要采用以下五种运输方式，即自卸汽车运输、铁路运输、胶带运输机运输、斜坡箕斗提升运输及联合运输。后者包括自卸汽车和其它各种运输方式的联合。

上述各种运输方式中，以自卸汽车运输应用最为广泛。除绝大多数有色金属露天矿采用外，露天铁矿采用比重也已增至50%以上。铁路运输在我国早年设计的大型露天矿仍占一定的比重，新设计的较少。胶带运输机运输由于爬坡能力大、生产能力高、劳动条件好，在金属露天矿深部也已获得应用。

二、自卸汽车运输

自卸汽车运输之所以能被广泛应用，是由于它在露天矿中既可作为单一的主要运输方式，又可与其它运输类型配合组成联合运输系统。它的突出优点是，机动灵活，爬坡能力强，转弯半径小，运输组织及道路修筑养护均较简单。其缺点是，受气候条件影响较大，轮胎消耗量大，吨公里运费较高。

1. 线路构造及技术参数　露天矿的汽车运输线路，由于断面形状复杂，坡度陡，弯道多，曲率曲径小，行车密度大，传至路面轴压力大等特点，对线路构造提出了一定要求。汽车运输线路必须具备：(1)道路坚固，能承受较大荷载，不因降雨冰冻而改变质量；(2)路面平坦而不滑；(3)有合理的坡度和曲率半径，保证行车安全。

这些要求对于不同类别和等级的线路是有区别的。露天矿运输线路按其生产性质分为运输干线、运输支线、辅助线路三类；按其服务年限又分固定线路、半固定线路和临时性线路三类。固定线路都要服务3a以上，再按其年运输量、行车密度、行车速度分为Ⅰ，Ⅱ、Ⅲ三级，Ⅰ级线路要求是最高的。

(1)路基。公路的基本结构是路基和路面,而路基是路面的基础。行车条件的好坏,不仅取决于路面的质量,而更取决于路基的强度和稳定性。因此公路路基应根据使用要求、当地自然条件以及修建公路的材料、施工和养护方法进行设计,使其达到坚固耐用。

路基的修筑应随地形而异。图 4－3－17 为其横断面的基本形式。路基横断面中主要设计参数是路基宽度、横坡及边坡。路基宽度系由路面和路肩两部分宽度组成。

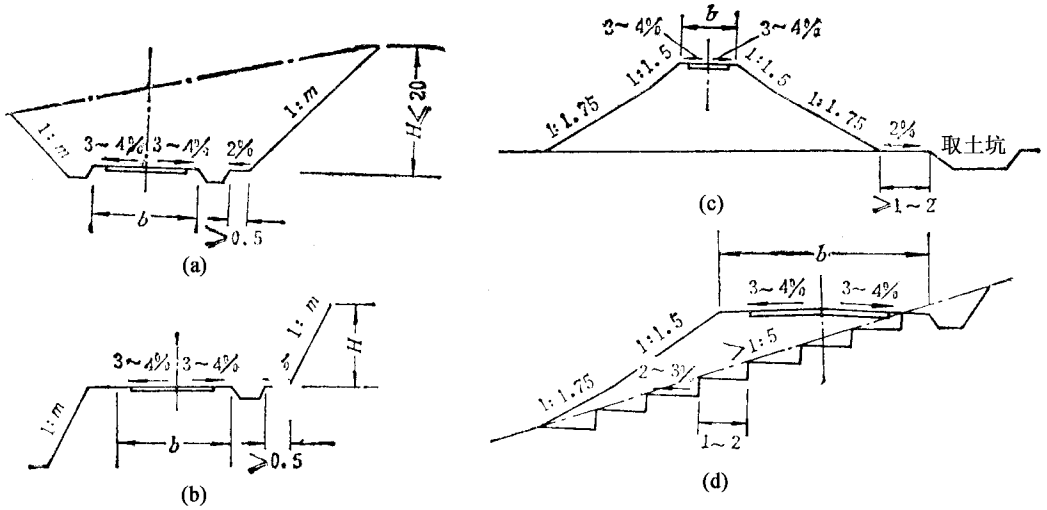


图 6－3－17　路基横断面图

(a)双壁路堑;(b)单壁路堑;(c)平地路堤;(d)山坡路堤

b—路基宽度;H—边坡高度;m—边坡坡度水平值

路面宽度应根据汽车宽度、车道数目及线路等级确定;路肩宽度也应根据车宽类型及填、挖方情况决定。这些数据设计已作了规定,可参照设计手册选取。

考虑线路排水,路面和路肩都应修筑成一定横坡,路面横坡依路面类型取 1.0～4.0%;路肩横坡比路面横坡增大 1～2%。在少雨地区可减至 0.5%或与路面横坡相同。

路基边坡坡度取决于土石种类和填挖高度,设计对此也作有规定,但应结合实践试验采用。为保证路基稳固,路基旁应构筑排水沟。

(2)路面,为路基上用坚硬材料铺成的具有一定厚度的结构层,用以加固行车部分,为汽车通行提供坚固而平整的表面。路面条件的好坏直接影响轮胎的磨损、燃料和润滑材料的消耗,以及行车的安全和汽车的寿命。因此,要求路面能达到以下要求:①有足够的强度和稳定性;②具有一定的平整性和粗糙度;③行车过程中尽量减少灰尘的产生。

路面由面层、基层和垫层构成(图 6－3－18)。面层含磨耗层,直接承受车轮和大气因素作用,一般用强度较高的石料和沥青混合料辗压而成。基层又称承重层,承受行车时产生的动垂直力。此层的材料应根据路面等级、路段土质等用石料或用结合料捣合的

合成土铺筑面成。垫层的作用除承受荷载外，还起泄水和隔温作用，此层要用块度较大的石、砂、炉渣等铺筑。

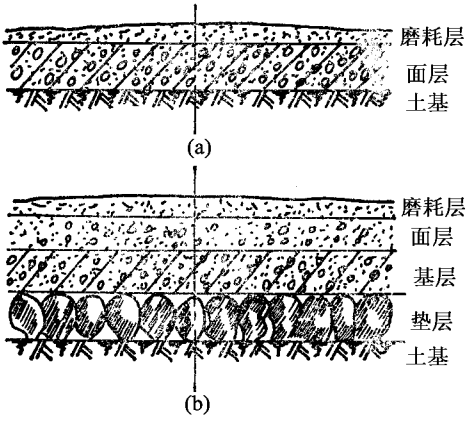


图 6－3－18　路面结构示意图

(a)单层路面结构；(b)多层路面结构

矿山公路路面建筑，应本着就地取材并结合露天矿汽车运输的特点选择混凝土路面、沥青路面和石材路面。一般来说，运量大、汽车载重量大、使用时间长的干线公路应选用高级路面；移动线公路，可就地采用矿岩碎石做路面；若移动线公路位于土壤及风化软弱岩石上部时，可采用装配式预应力混凝土路面。

2. 矿用自卸汽车　金属露天矿用自卸汽车要求载重量大、爬坡能力强，机动灵活，运行速度快，卸载简便，性能完好，并且能耗较低。目前我国已能成批生产 15～100t 级的自卸汽车；为适应我国大型露天矿开采，也已研制成载重量为 154t 级的电动轮自卸汽车。

影响露天矿自卸汽车选型的因素很多，其中最主要的是矿岩的年运量、运距及挖掘机的规格。为了充分发挥汽车与挖掘机的综合效率，汽车车箱容量与挖掘机的斗容量之比，一般取 3～6，最大不要超过 7～8。

表 6－3－5 为露天矿常用自卸汽车适用的年运量范围。

表 6－3－5　常用自卸汽车适用的年运量范围

车宽类型	一	二	三	四	五	六	七	八
计算车宽(m)	2.4	2.5	3.0	3.5	4.0	5.0	6.0	7.0
车型	EQ340	QD351	BJ371	B540 SH380 35D	50B	W392	SF3100 W3101 120C	170C 常州 154

车宽类型	一	二	三	四	五	六	七	八
载重(t)	4.5	7	20	27～32	45	68	100～108	154
年运量(t/a)	<45万	45万～180万	80～500万	170万～900万	250万～1200万	450万～1800万	750万～3000万	>3000万

3. 自卸汽车运输能力及需要量确定　自卸汽车台班生产能力主要取决于汽车的载重量、运输周期和班工作时间,其值可按下式计算:

$$A = \frac{60qT}{t}K_1\eta, \text{t/台班} \tag{3-10}$$

式中　A——自卸汽车台班生产能力,t/台班;

q——自卸汽车的载重量,t;

T——班工作时间,h;

K_1——自卸汽车载重系数,$K_1 = 0.85 \sim 1.0$;

η——自卸汽车工作时间利用系数;

t——自卸汽车运输周期,min;由装载、运行、卸载及调车等时间组成。

自卸汽车的需要量为:

$$N = \frac{K_2 Q_B}{AK_3} \tag{3-11}$$

式中　N——自卸汽车在册数量,台;

K_2——自卸汽车运输不均衡系数,$K_2 = 1.1 \sim 1.15$;

Q_B——露天矿班产量,t/班;

K_3——自卸汽车出车率,指出车台班数与总台班数之比,一般为0.75～0.65。

三、铁路运输

铁路运输与自卸汽车运输相比,具有下列优点:运输能力大,能和国营铁路直接办理行车业务,设备和线路比较坚固,备件供应可靠,运输成本低。但它的缺点是:基建投资大,线路要求严格,线路爬坡能力小,组织调度工作较复杂,特别是当开采深度增大时运输效率显著下降。

因此,铁路运输适宜于储量大、面积广、运距长(超过5～6km)的露天矿。

1. 铁路线路建筑　露天矿的铁路运输线路,根据生产工艺的特点,也分固定线路、半固定线路及移动线路三类;按轨距大小分准轨线路(轨距为1435mm)和窄轨线路(轨距为600、762、900mm)。准轨线路用于大型露天矿,窄轨线路用于中小型露天矿。

无论是准轨线路或窄轨线路，凡为固定线路均按年运量大小分为Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ四个等级，以Ⅰ级线路年运量最大。

铁路线路由上部建筑和下部建筑两部分组成。上部建筑包括钢轨、轨枕、道床、钢轨扣件、防爬器、道岔等；下部建筑包括路基、桥涵、隧道及挡土墙等。

(1)钢轨，是用来承受车轮的压力并传递给轨枕。它的型号以每 m 长的重量来表示。大型露天矿一般都采用 43kg/m 以上的钢轨；中小型露天矿则采用 24、18，15kg/m 的轻型钢轨。选型时要考虑运行机车车辆类型、行车速度和线路年货运量。

(2)钢轨扣件，是将钢轨与枕木、钢轨与钢轨间连接成一整体所需的零件，如道钉、垫板、鱼尾板、螺栓及弹簧垫圈等。

(3)轨枕，为钢轨的支座，承受钢轨通过中间连接零件传来的垂直力和纵横水平力，并将其分布于道床。轨枕的布置，应根据线路的运输量和行车速度等来考虑。运输量大、行车速度高，轨枕要布密。

(4)道床，是铺在路基面上的道碴层，用碎石材料铺筑而成，其作用是将轨枕传来的压力较均匀地传给路基，缓和车轮对钢轨的冲击，排除轨道中的雨水，阻止轨枕移动，增强线路的稳定性。因此，要求道碴材料质地坚硬、性能稳定，利于排水。

道床的横断面(6－3－19)田道床宽度、道床厚度和道床边坡所组成，其尺寸依上部建筑的类型、道碴材料、线路平面、路基土壤性质和线路等级而定。道床顶面宽度：固定线为 2.8～2.9m，临时线为 2.7～2.8m。道床厚度可按表 6－3－6 选取。

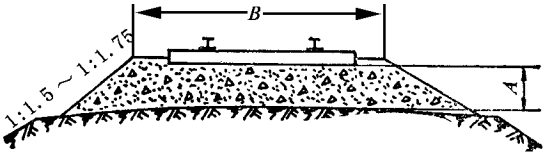


图 6－3－19　道床横断面图

A—道床厚度；B—道床宽度

表 6－3－6　道床厚度

线路等级	普通土路基(m)	岩石、碎石、卵石、砾石、粗砂或中砂路基	
		钢筋混凝土轨枕(m)	木枕(m)
Ⅰ	0.35	0.25	0.25
Ⅱ	0.30	0.20	0.20
Ⅲ	0.25	0.20	0.15
Ⅳ	0.20	0.20	0.15

(5)道岔，是用来连接两条线路或自一条铁路线转入另一条铁路线。道岔的种类甚

多，岔向不一，最常用的是单式普通道岔，其构造和表示方法如图 6－3－20 所示。

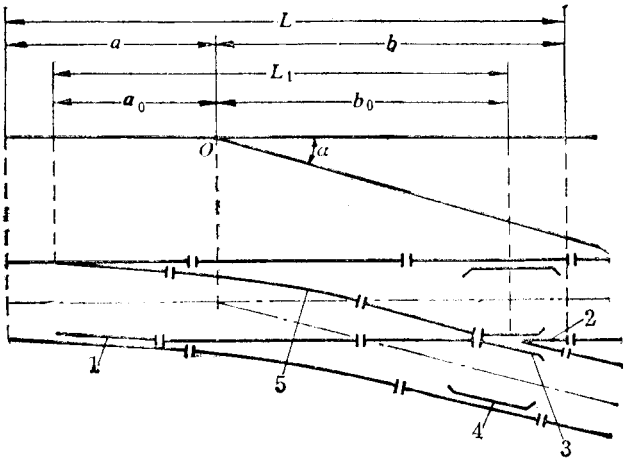


图 6－3－20　单式道岔结构和表示法

1—尖轨；2—辙叉心；3—翼轨；4—护轮轨；5—导曲轨

绘制道岔平面图时，常以线路的中心线用单线表示。在图上要标出道岔中心 O、辙叉角 α、道岔前端长 a（由基本轨之轨缝至道岔中心 O 的距离）和道岔后端长 b（由道岔中心至辙岔尾端接缝的距离）。

道岔的型号由辙叉角的正切决定。设 $\frac{1}{N}=\mathrm{tg}\alpha$，则 N 即为道岔号数。N 值愈大，辙岔角愈小，列车通过道岔时也就愈平稳。露天矿常用为 7、8、9 号道岔，其结构尺寸可参阅有关设计参考资料。

(6)路基，是承受线路上部建筑的重量和机车车辆荷重的主要下部建筑，是铁路线的基础。路基应保证坚固、稳定、可靠、耐久，要有排水和防水设施，以免受水的危害。

路基横断面形式与公路类同。路基上铺设上部建筑部位称路基顶面，顶面两侧未铺道碴部分为路肩。路肩宽度一般不小于 0.6m，最小不得小于 0.4m。有关单线路基宽度可参考线路设计手册。

双线路基宽度按单线路基的两倍再加上线间距。

至于桥隧建筑物，露天矿所见甚少，需要时也用混凝土涵管代替。为保证路基稳定和预防滑坡，挡土墙应用较为常见。

2. 铁路线路区间和站场　为保证行车安全和必要的通过能力，露天矿铁路线路必须划分成若干个段落，每个段落称为线路区间。一个区间内只允许一列列车占用，因而，区间起到隔离运行列车的作用。区间与区间的分界地点称为分界点。两分界点之间的距离叫区间长度，其值一般为 800～1000m。

分界点分无配线的和有配线的两种。无配线的分界点包括自动闭塞区段内的通过色灯信号机(图 6－3－21)和非自动闭塞区段内的线路所(图 6－3－22)。而有配线的分界点是指各种车站。

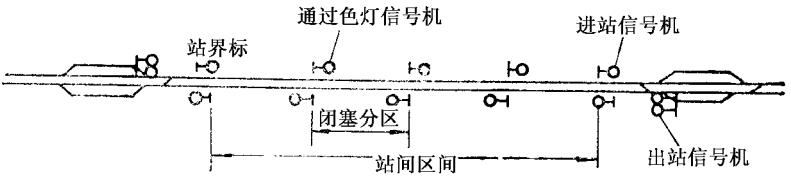


图 6－3－21　自动闭塞无配线的分界点

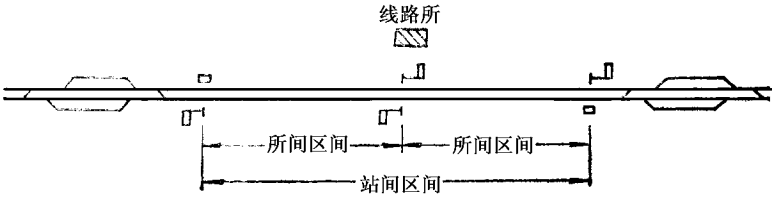


图 6－3－22　非自动闭塞无配线的分界点

露天矿山车站按其用途可以分为矿山站、排土站、破碎站、工业场地站等。矿山站常设在露天采场附近,为运送矿岩服务。排土站、破碎站、工业广场站分别设在排土场、破碎车间和工业场地附近,这些车站起配车和控制车流作用,同时办理入换作业及其它技术作业(如列车检查、上砂、上油等)。而设在露天采场内的车站,则主要起会让和列车转换方向用,故又称会让站和折返站。

车站的配线应根据站内作业特点和性质而定。一般的车站都应有正线、站线及特别用途线。

3. **铁路运输机车和车辆类型**　金属露天矿使用的机车,按其动力不同分为内燃机车及电机车。内燃机车牵引性能好,效率较高,不需架建牵引线和牵引变电所,因而机动灵活,很适合露天矿生产需要。但因设备复杂,我国仅在少数中小型露天矿采用。电机车以电为牵引动力,牵引性能好,爬坡能力大,准备作业时间少,但灵活性较差。我国金属露天矿常采用直流架线式电机车,其型号为 ZG80－1500,ZG100－1500 和 ZG150－1500,外形结构如图 6－3－23。

露天矿铁路运输车辆常用大载重量的准轨自翻矿车,主要型号为 KF－60,KF－65,KF－70、KF－100。

4. **列车运输能力及列车、机车需要量的计算**

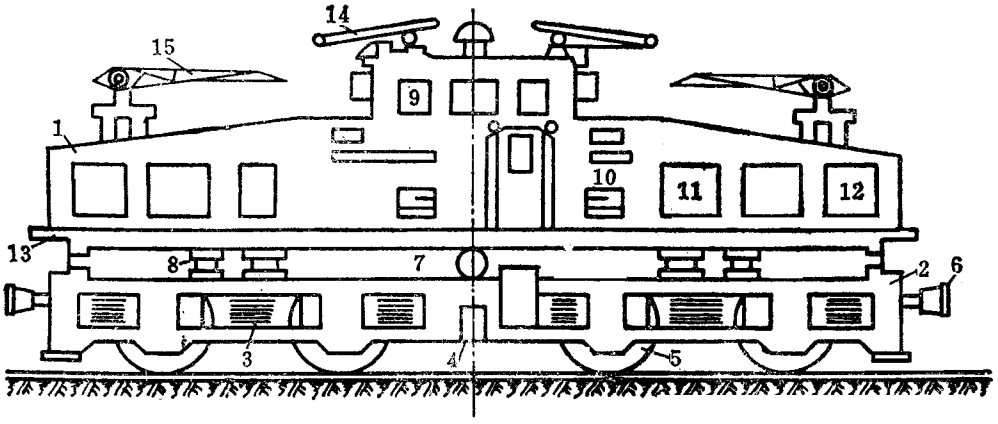


图 6－3－23　ZG100－1500 电机车外形图

1—车体；2—转向构架；3—弹簧；4—中间回转平衡装置；5—轮对；6—车钩；7—中心承；8—旁承；9—司机室；10—高压室；11—辅助机室；12—电阻室；13—底架；14—正弓集电器；15—旁弓集电器

(1)列车运输能力 A 可按下式计算：

$$A = \frac{1440\,Knq}{T_{ZQ}},\text{t/昼夜·列} \tag{3-12}$$

式中　n——机车牵引的自翻车辆数，辆；

q——每辆自翻车的实际载重量，t；

K——列车昼夜工作时间利用系数；$K = 0.85$；

T_{ZQ}——列车运行周期，min；可通过实际测定。

(2)昼夜同时工作的列车数 N_1 可按下式计算：

$$N_1 = \frac{Q}{A},\text{列} \tag{3-13}$$

式中　Q——每昼夜需运出的矿岩总量，t/昼夜；

A——每列列车每昼夜的运输能力，t/昼夜·列。

(3)机车台数的计算。矿用机车分工作机车、检修机车和备用机车，其中工作机车又分剥离、采矿和杂用。通常按下式计算台数：

$$N = N_1 + N_2 + N_3 \tag{3-14}$$

式中　N——机车总台数，台；

N_1——运输矿岩的机车数，台；

N_2——机车检修数，台；

N_3——杂作业机车数，一般为 2～3 台。

自翻车数量即按 N_1 实际需用车辆，再考虑车辆检修系数。

四、胶带运输机运输

胶带运输机是一种连续运输机械，其特点是运送的物料按一条规定线路连续不断移运。这种运输方式最大优点是爬坡能力大（一般可达 18°～20°），从而可缩短运输距离、减少基建投资；同时生产能力高，劳动条件好，能量消耗少，工作连续且易实现自动化。其主要缺点是不适于运输坚硬大块和粘性大的矿岩，因此在金属露天矿使用受到限制。

近来由于大型移动式破碎机的发展，国内外在大型和特大型深凹露天矿或标高差较大的山坡露天矿，采用公路—破碎转载站—胶带运输机联合开拓运输。先将采下矿岩用自卸汽车运至移动式破碎转载站粗碎，再将碎后小于 400mm 的矿岩用胶带运输机运至选厂、排弃场或其它场地。经使用证实，它可以提高生产能力，降低矿石开采成本。

第四节　排土工作

露天开采的一个重要特点就是要剥离覆盖在矿床上部及其周围的表土和岩石，并将其运至专设的场地排弃。这种接受排弃岩土的场地叫做排土场，而在排土场内用一定方式进行堆放岩土的作业，称为排土工作。

排土工作是露天矿主要生产过程之一，它不仅关系着采装、运输的生产能力和经济效益，而且还涉及到对农业生产的影响问题。

排土工作的主要任务是选择排土场的位置、排土方法与排土工艺。

选择排土场位置时，要尽量不占或少占农田；在山谷设置排土场要考虑山洪的影响；排土场尽可能靠近露天采场，并设在居民区的下风侧，防止被排弃的岩石中有害成分带入河流农田；排土场不应截断山洪和河流，同时要考虑到将来覆土造田的可能性。

排土场的总容积应与露天矿设计的总剥离量相适应，其有效容量 V_y 可按下式计算：

$$V_y = \frac{V_{sH} K_s}{K_x}, \mathrm{m}^3 \qquad (3-15)$$

式中　V_{sH} ——剥离岩土的实方数，m^3；

K_s ——岩土的松散系数；

K_x ——岩土的下沉系数。

一、汽车运输一推土机排土

采用汽车运输的露天矿，常用推土机排土。推土机排土作业包括汽车翻卸岩土，推土机推土，平整场地及整修排土场公路。

汽车运输一推土机排土的排土场布置如图 6－3－24 所示。图中 A 为公路宽度，B 为调车入换部分宽度，C 为汽车翻卸后留在平台上的土堆宽度。

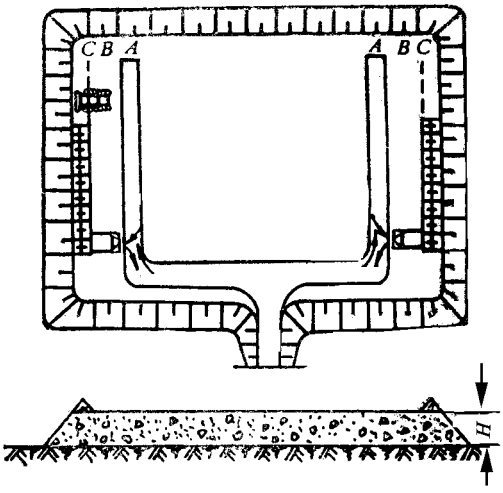


图 6－3－24　汽车运输推土机排土场

汽车在排土场内是依靠后退靠近边坡进行翻卸。据现场绕计，当汽车后桥中心线距坡顶线 1.5～3m 时，卸载后留在平台上的岩堆宽度最少。为保证卸载安全，推土机应在台阶坡顶处推出宽为 1～2m，高不低于 0.6～0.8m 的车挡(图 6－3－25)。

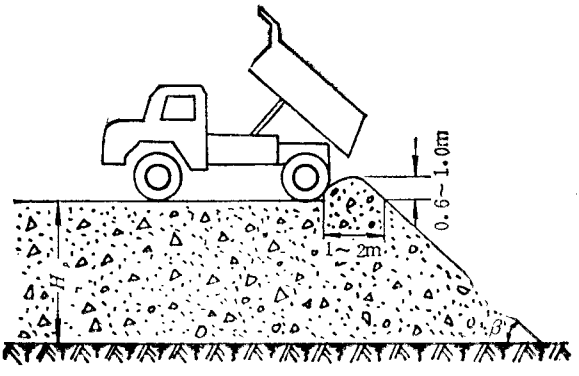


图 6－3－25　汽车在排土场卸载

对新堆弃的岩土，应考虑下沉系数，堆弃岩土时使台阶顶面保持 2% 的反向坡度。

推土机的堆土量应根据卸载时残留在坡顶面上的岩土量和排土场下沉后而需整平的岩土量来考虑。后者通常占总排土量的 20 ~ 40%。

推土机排土场一般为一个排土台阶。排土线长度应按同时翻卸的汽车数确定。相近汽车的正常作业间距一般为 25 ~ 30m。

二、铁路运输排土

铁路运输排土按所采用的设备可分为挖掘机排土、排土犁排土和前端式装载机排土。以下简略介绍矿山最常用的挖掘机排土和排土犁概况。

采用挖掘机排土，其工序为列车翻卸岩土，挖掘机堆垒，线路移设(图 6 - 3 - 26)。

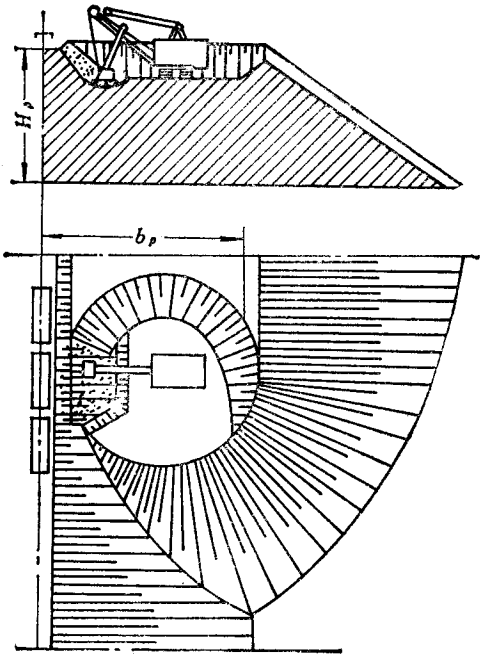


图 6 - 3 - 26　挖掘机排土工作面布置

H_p—排土台阶高度；b_p—排土带宽度

1. 列车翻卸岩土　列车进入排土线后逐辆对位将岩土翻卸到受土坑内。受土坑长度不小于一辆自翻车的长度，为防止大块岩石滚落直接冲撞挖掘机，坑底标高应比挖掘机行走平台低 1 ~ 1.5m，为保证排土线路基稳固，土坑坡顶距线路枕木端不少于 0.3m。

2. 挖掘机堆垒　挖掘机从受土坑内取土，分上、下两个台阶堆垒。上台阶的高度取决于挖掘机的最大卸载高度；下台阶的高度依岩土的粒度、软硬和稳定性而定，取 10 ~ 30m。挖掘机站在上台阶的底平台将岩土堆向前方、旁侧及后方。

挖掘机排土排土带的宽度可以按最大挖掘半径 $R_{W\cdot max}$ 和最大卸载半径 $R_{x\cdot max}$ 取为：

$$b_p = 0.8R_{W\cdot max} + R_{x\cdot max}, \text{m} \qquad (3-16)$$

3. 线路移设　挖掘机按设计的排土台阶高度和排土带宽度堆垒完毕后，便进行线路移设。线路的移道步距等于排土带宽度。对于 4m^3 电铲，移道步距可达 23～25m。由于移道步距较大，一般采用蒸汽吊车移设。

挖掘机排土具有排土线效率高、移道工作量少、岩土堆置高度大等优点。但它的设备投资比较大，对低台阶排土不能充分发挥效率。

根据条件改变，可以因地制宜采用排土犁排土或前装机排土。图 6－3－27 为排土犁示意图。它是一种行走在轨道上的排土设备，本身没有动力，靠机车牵引，工作时利用气缸使犁板张开，将堆置在排土线外侧的岩土向下推排。小犁板主要起挡土作用。

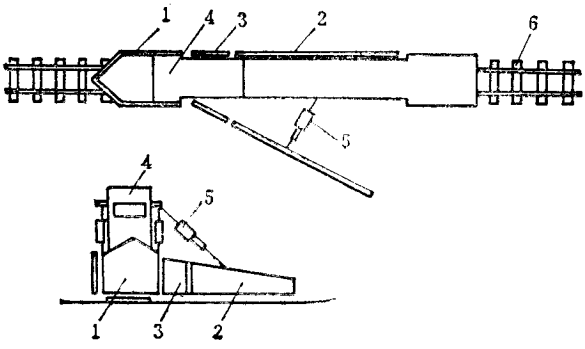


图 6－3－27　排土犁示意图

1—前部保护板；2—大犁板；3—小犁板；4—司机室；5—汽缸；6—轨道

三、胶带排土机排土

当露天矿采用胶带运输机运输时，为充分发挥运输机效率，需配以连续作业的胶带排土机排土。

胶带排土机排土的优点甚多，它兼有运输与排土两种功能，排土接受能力大，生产效率高，成本低，能耗少，且自动化程度高。国内外在非金属矿应用较广；对金属矿由于胶带磨损严重，影响排土成本。

四、排土场的建设及其病害防治

1. 排土场初始排土线的修筑　山坡排土场，为修筑初始排土线需在山坡挖一单壁路堑(图 6－3－28)，整平后铺上准轨铁路便形成铁路运输初始排土线。汽车运输排土，路堑宽度应考虑调车方式确定。

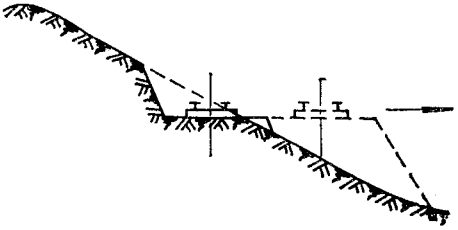


图 6－3－28　铁路运输山坡排土场初始排土线

平地排土场通常采用分层堆垒和逐渐涨道。图 6－3－29 为用排土犁修筑时的交错堆垒方式，每次涨道高度为 0.4～0.5m。图 6－3－30 为用挖掘机修筑初始排土线的堆垒情形。采用推土机修筑时，采用两台推土机对堆。

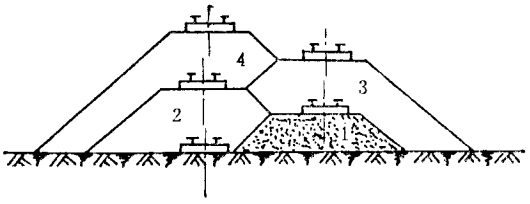


图 6－3－29　排土犁修筑初始排土线

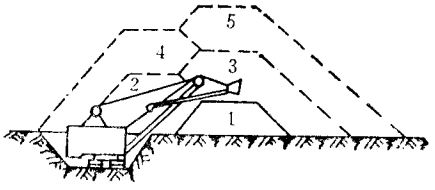


图 6－3－30　挖掘机修筑初始排土线

2. 排土线的扩展　根据排土平盘上配置铁路线路多少，可以分为以下两种扩展方式。

图 6－3－31 所示为单线排土场的扩展方式，分平行、扇形、曲线和环形四种。平行扩展方式移道步距固定，但线路不断缩短，这是由于列车不能在线路尽头翻卸；扇形扩展是沿道岔处曲线的切线作扇形移动，移道步距不断变化，线路也不断缩短；曲线扩展排土线虽不缩短，但每次移道后都需接轨加长，施工复杂；环形扩展排土线向四周推移，长度增加较快，可实现多列车同时翻卸，但当一段线路故障后，影响排土全局。

当要扩大排土场收容能力时，可以在一个排土台阶上布置多线排土场。每条排土线有独立的排土范围，各条排土线之间在空间和时间上保持一定的发展关系。

3. 排土场的病害和防治　排土场的病害是指排土场的变形，包括滑动、塑性变形、坡

面散落、沉陷等。究其产生原因，主要是排土台阶过高；岩土含水过多，未按岩石的渗水性、耐压能力、稳定性等进行堆积，以致疏干排水效果变差。

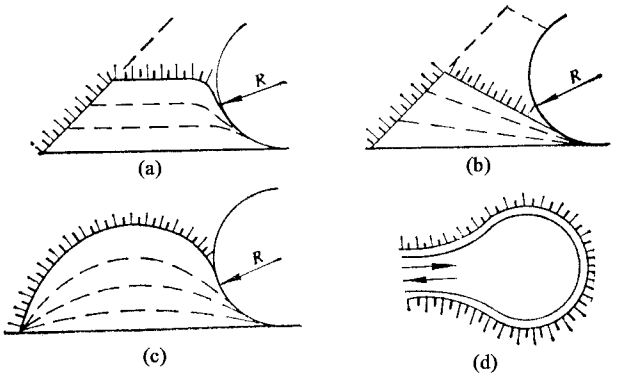


图 6－3－31　铁路运输单线排土场扩展示意图

(a)平行扩展；(b)扇形扩展；(c)曲线扩展；(d)环形扩展

为了防止排土场变形，应首先作好防排水工作(尤其在雨季及融冻期)，消除水对排土场的隐患；其次要查明排土场地的岩性，使排土场尽可能建立在可靠的基底之上；再则要按岩性合理排弃岩石，使坚硬岩块排于底层，松土排于上部，并选择适宜的排土台阶高度。

第四章　露天矿采剥方法与生产能力

第一节　露天矿采剥方法

露天采矿场是一个复杂的空间几何体，每个露天矿的大小、形状和矿岩量都是不同的。为了保证安全、经济、合理地开发露天矿山，露天采场必须按一定的采准（即掘沟工程）、剥离和采矿程序生产。而露天矿的采剥方法就是研究露天开采中的采准、剥离和采矿工程的开采程序以及它们之间的时空关系。

采剥方法分类的原则和方法很多，目前无统一分类。按工作线的布置形式可分为：

①工作线纵向布置的采剥方法；

②工作线横向布置的采剥方法；

③工作线扇形布置的采剥方法；

④工作线环形布置的采剥方法。

露天矿采剥方法还可以按工作台阶的开采方式分为：

1. 台阶全面开采方法，主要指缓帮开采；

2. 台阶轮流开采方法，主要指陡帮开采。

一、露天矿采剥方法

1. 工作线纵向布置的采剥方法

纵向采剥时，露天矿的采剥工作线沿矿体走向布置，垂直矿体走向移动，如图 6－4－1 所示。

纵向采剥时,开段沟一般沿矿体走向布置。当露天矿采用固定坑线开拓时,开段沟可以布置在顶帮,工作线由顶帮向底帮推进,也可以布置在底帮,工作线由底帮向顶帮推进。但一般多采用底帮固定坑线开拓 以减少基建剥岩量,如大冶铁矿、眼前山铁矿均采用底帮固定坑线开拓。

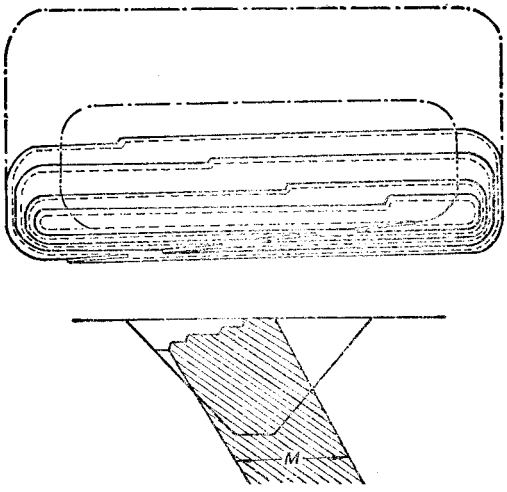


图 6－4－1　纵向采剥方法

纵向采剥时,露天矿也可以采用移动坑线开拓,此时开段沟可以布置在矿体的上盘、下盘或矿体中间,工作线由中间向顶帮和底帮推进。大孤山铁矿曾采用下盘移动坑线开拓。

纵向采剥方法的主要优点和特点有：

(1)纵向开采时,工作线是平行推进的,所以沿工作线上的采掘带宽度基本上不变,因而有利于发挥设备效率,同时工作的台阶数可以减少。

(2)开段沟可以布置在矿体的上盘,并垂直矿体走向推进,因而有利于减少矿石的损失、贫化和剔除走向夹石。

纵向采剥方法的主要缺点是 在一定的矿山技术条件下,矿岩的内部运距(与横向采剥方法相比)较大 当工作线从下盘向上盘推进时,矿岩分采比较困难,损失和贫化较大；基建剥岩量较大。

纵向采剥方法多用于铁路运输的矿山、长宽接近的汽车运输矿山以及有特殊要求的汽车运输矿山,如桦子峪镁矿。

2. 工作线横向布置的采剥方法

横向采剥方法系指露天矿采剥工作线垂直矿体走向布置,沿矿体走向移动,如图 6－4－2 所示。开段沟可以布置在露天矿的端部或者境界中的任何一个地方,并垂直矿体走

向开挖，形成初始工作线，然后从一端向另一端，或从中间向两端推进。

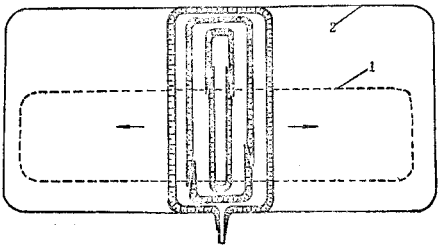


图 6－4－2　横向采剥方法

1—矿体；2—露天开采境界

横向采剥方法的主要优点是：在一定的矿山技术条件下可以减少露天矿的基建工程量，减少采场内部运距和掘沟工程量等。

横向采剥方法的主要缺点是：采矿作业台阶多，采掘设备上下调动频繁，影响其生产能力，生产组织和管理比较复杂，容易因计划不周而造成采剥失调等。

横向采剥方法主要用于汽车运输的露天矿，因为汽车运输机动灵活，不受工作线长度的限制，能适应各种不同的矿体埋藏条件和品位的空间分布。此外，长宽比大的露天矿，在其他条件相同时，对横向采剥方法较为有利。

3. 工作线扇形布置的采剥方法

扇形采剥时，露天矿的工作线围绕某个点，通常是沟道线路与工作面线路的连接点移动，如图 6－4－3 所示。从图中可以看出，扇形采剥时，工作线上每个点的推进速度是不同的，因而影响设备效率。

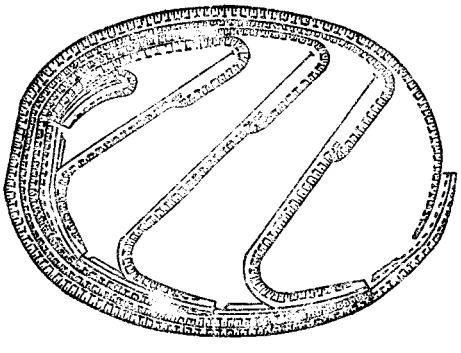


图 6－4－3　螺旋坑线开拓时的扇形采剥方法

4. 工作线环形布置的采剥方法

环形采剥时，采场的工作线向四周发展。当开采凹陷露天矿时，工作线自里向外扩展，如图 6－4－4a 所示。当开采孤立山峰型露天矿时，工作线自外向里发展，如图 6－4－4b 所示。

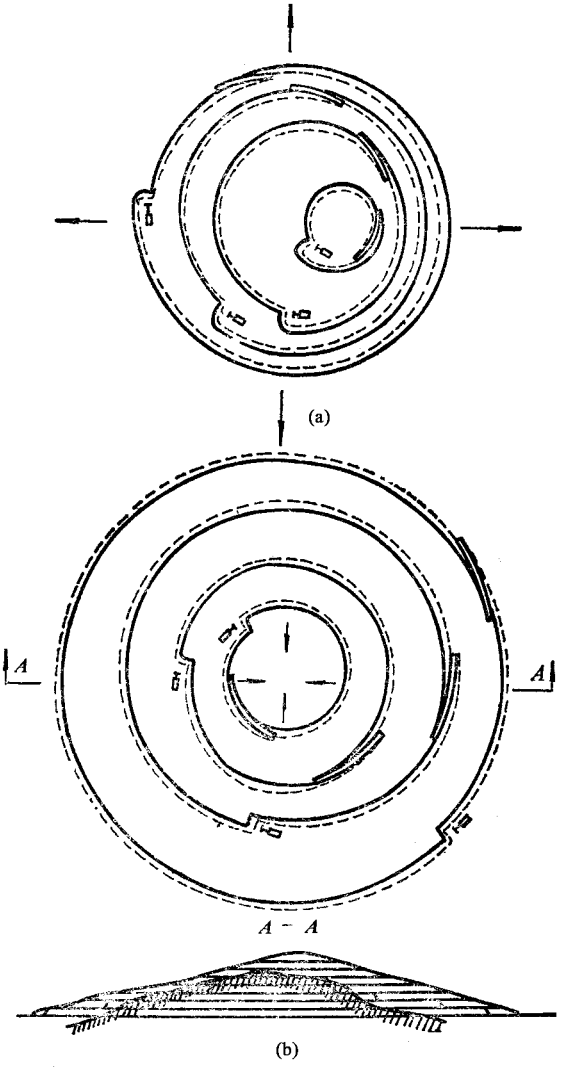


图 6－4－4　环形采剥方法

采用这种方法时，凹陷露天矿一般先在矿体中间掘一个圆坑，其直径为 50～200m，依采掘运输设备的规格而定，然后向四周发展。

环形采剥时，环形工作线上各点的推进速度也是不同的。依矿体倾角及主推进方向而定。沿推进方向的工作线推进速度最大，逆推进方向的工作线推进速度最小。此时多

采用移动坑线开拓，并且坑线多沿圆坑的周边布置。

环形采剥方法的主要优点是：基建工程量小，使用比较灵活。弓长岭铁矿独木采场，德兴铜矿等，国外如宾汗姆、平托谷、双峰、碧玛等铜矿，均使用这种采剥方法。

二、露天矿陡帮开采

陡帮开采是在工作帮上部分台阶作业，部分台阶暂不作业，使工作帮坡角加陡，以推迟部分岩石的剥离。

1. 陡帮开采的作业方式

陡帮开采主要指台阶轮流开采，根据剥岩挖掘机的大小及工作帮上的台阶数目，陡帮开采的作业方式可以分为：

(1)工作帮台阶依次轮流开采

这种作业方式如图 6－4－5 所示。其实质是露天矿整个剥岩工作帮由一台挖掘机从上而下轮流进行开采，先开采第一个台阶，再开采第二个台阶，依此类推，采完最后一个台阶后，挖掘机再返回到第一个台阶，重新开始下一个条带的剥离工作。

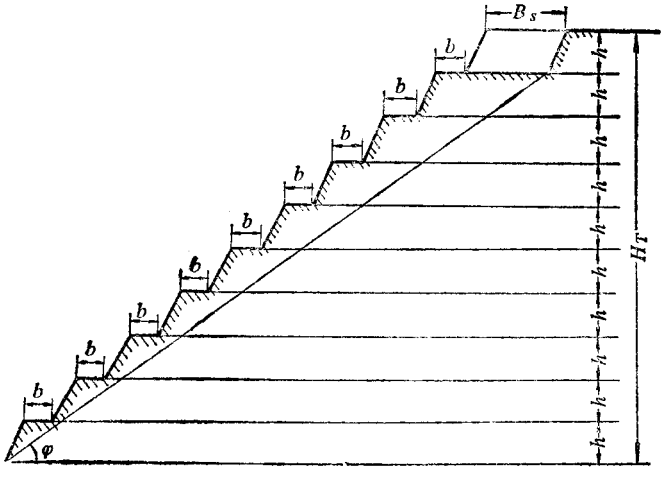


图 6－4－5　工作帮台阶依次轮流开采

采用这种作业方式时，剥岩带上只有一个台阶在作业，其余台阶均处于暂不作业状态，所留平盘宽度较窄，故能最大限度地加陡工作帮坡角，获得较好的经济效益。

采用这种作业方式时，工作台阶也可以由一组(两台)挖掘机进行采掘，它们在同一个台阶上作业，一前一后，互相间隔一定的距离，并作同向采掘，也可以从端帮向中央作对向采掘。

采用这种作业方式时，工作帮坡角可以加陡到 25°～35°或更大，但必须保持以下条件

$$Q \geqslant B_s H_T L'/T' = B_s NhL'/T' \tag{4-1}$$

式中　Q——一台或一组(两台)挖掘机生产能力，m^3/a，

B_s——剥岩条带宽度(或称爆破进尺)，m；

L'——露天矿的走向长度或剥岩区的长度，m；

N——剥岩帮上的台阶数目，个；

h——台阶高度，m；

H_T——剥岩帮高度，m；

T'——剥岩周期，a。

工作帮台阶依次轮流开采方式在国内外得到了广泛的应用，我国浏阳磷矿二工区采场就是一例，并取得了较好的技术经济效益。

(2)工作帮台阶分组轮流开采

台阶分组轮流开采方式如图 6-4-6 所示。其实质是将工作帮上的台阶划分为若干组，每组 2~5 个台阶，每组台阶由一台挖掘机开采，挖掘机在组内从上而下逐个台阶进行开采。当挖掘机采完组内最末一个台阶后就返回第一个台阶作业，剥离下一个岩石条带。此时，组内除正在作业的台阶外，其余台阶均处于暂不作业状态，所留平台宽度小，或者并段，故能加陡工作帮坡角，但加陡的工作帮坡角比台阶依次轮流开采的方式小。

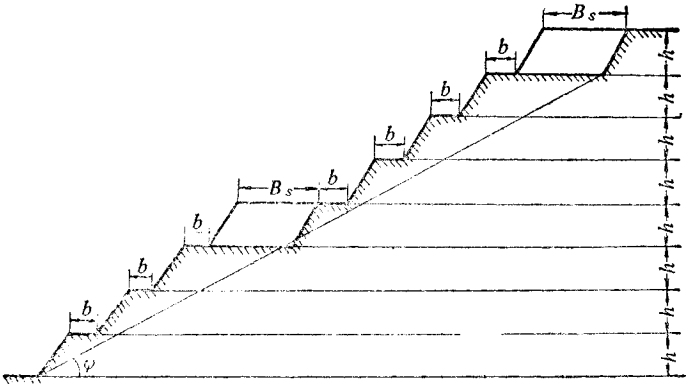


图 6-4-6　台阶分组轮流开采

台阶分组轮流开采时，只要与相邻组的挖掘机之间保持一定的水平距离，就可以保证安全生产。非相邻组之间挖掘机有一个或多个 30~50m 或更大的平盘隔开，挖掘机即使在同一条垂直线上工作，也可以保证安全生产。

(3)台阶(挖掘机)尾随开采

台阶尾随开采方式是一台挖掘机尾随另一台挖掘机向前推进，如图 6-4-7 所示。向前尾随的挖掘机构成一组，组内有若干台挖掘帆同时作业。如果一组挖掘机的生产能力尚

不能满足露天矿剥岩生产能力的要求,则可以布置第二组、第三组。

从图 6－4－7 可以看出,当采用台阶尾随开采方式时,各工作帮任何一个垂直剖面上,组内只有一个台阶在作业,它保留最小工作平盘宽度,而其他台阶只留运输平台,故可以加陡工作帮坡角实施陡帮开采。

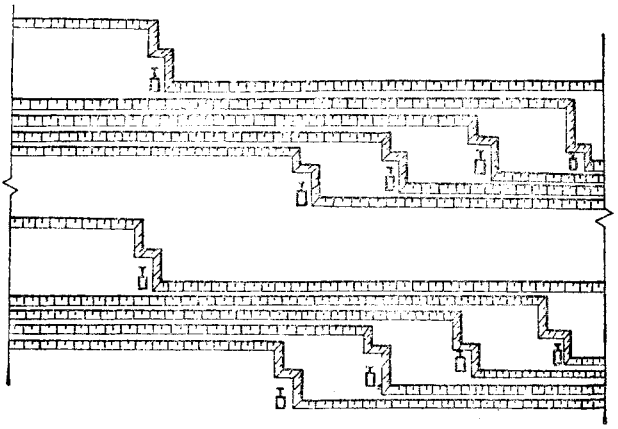


图 6－4－7　台阶(挖掘机)尾随开采

如果露天矿有几组挖掘机同时作业,则上下不同水平的挖掘机很可能在一条垂直线上工作。为了保证露天矿的安全,组与组之间必须用一条宽平台隔开,如图 6－4－7 所示。

台阶尾随开采方式利用规模小的采运设备也能加陡工作帮坡角,有一定的经济效益,这是它的主要优点。其主要缺点是每个台阶都布置一台挖掘机,并且上下台阶互相尾随,它们之间必然互相影响,互相干扰,降低挖掘机的生产能力,因而对提高陡帮开采的经济效益不利。

(4)并段爆破、分段采装作业

这种作业方式的实质是将工作台阶并段进行穿孔爆破,然后在爆堆上分段进行采装,它是靠减少爆堆占有的宽度来加陡工作帮坡角。

2. 陡帮开采结构参数

(1)工作帮及工作帮坡角

陡帮开采时,工作帮由作业台阶、运输道路和路间边坡组成,如图 6－4－8 所示。

①作业台阶　剥岩帮上有作业台阶和暂不作业的台阶,暂不作业的台阶恢复推进时,就从该台阶划出一个岩石条带,开辟新的作业台阶。作业台阶的平盘宽度由剥岩带宽度 B_s 和暂不作业平台宽度 b 组成,(见图 6－4－8)。

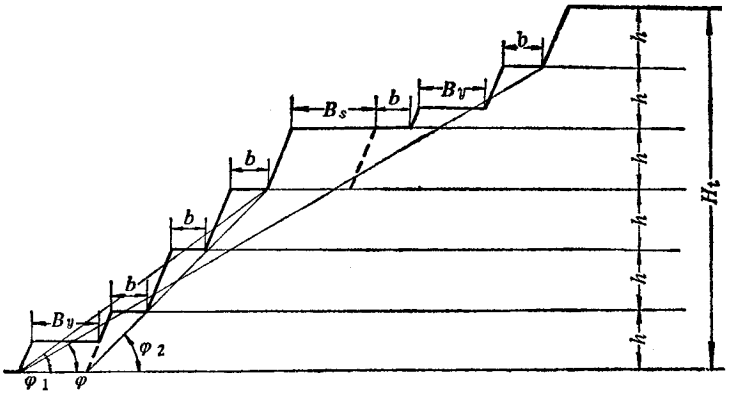


图 6－4－8　工作邦的组成

作业台阶最小工作平盘宽度取决于挖掘机和汽车作业所要求的空间。在工作帮内同时作业的台阶数与挖掘机的生产能力、工作帮高度以及采区长度等因素有关。即

$$N_z = \frac{v_p H_t L}{Q} \tag{4－2}$$

式中　N_z——同时作业的台阶数目，个；

v_p——剥岩工作线的水平推进速度，m/a；

H_t——剥岩帮高度，m；

L——采区长度，m；

Q——挖掘机的生产能力，m^3/a。

当 $N_z = 1$ 时，即为台阶依次轮流开采方式，当 $N_z = 2 \sim 5$ 时，即为台阶分组开采方式；当 $N_z = N$（剥岩帮上的台阶数目）时，即为台阶尾随开采方式。

②运输道路　运输道路主要指运输干线，共宽度和数目影响工作帮坡角，运输道路的数目与开拓运输系统有关，根据具体情况而定。露天矿运输道路的宽度可按《采矿设计手册》选取。

③路间边坡　几个暂不作业台阶就构成路间边坡。因为剥岩帮上大多数台阶是暂不作业台阶，所以路间边坡对剥岩帮坡角影响较大。暂不作业台阶除个别台阶保留运输平台外，只留暂不作业平台，或者并段，其宽度为

$$0 \leqslant b < B_{min} \tag{4－3}$$

式中　b——暂不作业平台宽度，m；

B_{min}——最小工作平盘宽度，m。

当 $b = B_{min}$ 时，便为台阶全面开采法，即缓帮开采；当 $b = 0$ 时，即台阶实行并段，这时的工作帮坡角最陡，欧美等国有时采用。所以 b 值通常在 $0 \sim B_{min}$ 之间。

选择 b 值时，除使爆堆不压下部台阶外，还应保留一定的平台宽度以作联络之用。根据上述原则和我国的经验；$b = 10 \sim 15\text{m}$ 为宜。

④工作帮坡角　当剥岩帮上作业台阶、运输道路及路间边坡三种成分俱全时，其工作帮坡角称剥岩总坡角，用 φ 表示；当剥岩帮上只有运输道路及路间边坡时，称剥岩帮坡角，用 φ_1 表示；当剥岩帮上只有路间边坡时，称路间边坡角，用 φ_2 表示。它们的数值可由下列公式确定

$$\operatorname{ctg}\varphi = \frac{(H_t - h)\operatorname{ctg}\alpha + (N - I)b + N_z B_s + N_1 B_y}{H_t - h} \tag{4-4}$$

$$\operatorname{ctg}\varphi_1 = \frac{(H_t - h)\operatorname{ctg}\alpha + (N - 1)b + N_1 B_y}{H_t - h} \tag{4-5}$$

$$\operatorname{ctg}\varphi_2 = \frac{(H_t - h)\operatorname{ctg}\alpha + (N - 1)b}{H_t - h} \tag{4-6}$$

式中　h——台阶高度，m；

α——工作台阶坡面角，(°)，

N——工作帮上的台阶数目，个；

N_1——剖面上运输道路的条数，条；

B_y——运输道路的宽度，m。

其余符号意义同前。

(2)剥岩条带宽度

剥岩条带宽度 B_S 值是陡帮开采中非常重要的参数之一。B_S 值越小，陡帮开采推迟剥岩量就越多，生产剥采比就越小，陡帮开采的经济效益就越优。但是，B_S 值越小，采掘设备上下调动的次数将增加，运输道路移动频繁，移道工作量将增加，影响陡帮开采的经济效益。

B_S 值越大，剥岩周期就越大，所需的备采矿量就越多，推迟的剥岩量就越小，经济效益就越差。另外剥岩周期越大，备采矿量的保有期就越长，坑底采矿区的尺寸也将增大，经济上也不合理，故不可能通过增加剥岩周期来大量增加剥岩条带宽度 B_S 值。

剥岩条带的最小宽度 Bs_{min} 必须满足

①
$$B_{Smin} = B_{min} - b \tag{4-7}$$

②
$$B_{Smin} = T' v_{p(i)} = T' v_{k(i)} [\operatorname{ctg}\varphi_{c(i)} \pm \operatorname{ctg}\delta] \tag{4-8}$$

式中　$B_{S\,min}$——本期(第 i 期)的推进量，m；

$v_{p(i)}$——第 i 期工作线水平推行速度，m/a；

$v_{k(i)}$——第 i 期的采矿工程下降速度，m/a；

δ——采矿工程延深角，(°)；

$\varphi_{c(i)}$ ——第 i 期的工作帮坡角，(°)。

为了增加剥岩条带宽度 B_s 值以满足式 4－8 和式 4－9 的要求，而又不增加剥岩周期，最好的办法是露天矿实施分区开采，增加每个区的采剥条带宽度，而使总的剥岩周期不变。

(3)采区长度

陡帮并采时，露天矿一般都是分区分条带剥岩，条带宽度即为剥岩带宽度 B_S。

当剥岩帮高度、条带宽度和挖掘机规格一定时，采区长度越大，剥岩周期就越长，所需的备采矿量就越多，坑底采矿区的尺寸也相应地增加，因而会降低陡帮开采的经济效益。但 L 值越小，剥岩周期越短，采掘设备上下调动频繁，道路工程量大，也会降低陡帮开采的经济效益。

采区的合理长度主要与挖掘机的规格及工作线的推进速度等有关。弓长岭铁矿独木采场，采用斗容 $4m^3$ 的挖掘机，采区长度为 350～400m。若采用斗容 $10m^3$ 以上的挖掘机，采区的长度可达 500～1000m。

(4)采场坑底参数

陡帮开采时，备采矿量的准备是周期性的，每剥完一个岩石条带，坑底就增加一定的备采矿量，但在剥岩期间又采出一定的矿量。为了保证露天矿能持续地进行生产，备采矿量的保有期应等于或略大于剥岩周期，即

$$t_B \geqslant T' \tag{4-9}$$

式中　t_B——备采矿量保有期，a；

T'——剥岩周期，a。

从图 6－4－9 可以看出，当剥岩帮坡角 φ_1 值及坑底最小宽度 b_{min} 值一定时，坑底上宽 ab 值越大，备采矿量就越多，其保有期也就愈长，反之亦然，即保有期就越短。所以确定露天矿坑底尺寸，其实质就是确定出能满足(4－9)式要求的坑底宽度 ab 值，这就是确定陡帮开采时露天矿坑底尺寸的基本原则。现以狭长形露天矿为例，简要说明如下：

对于走向长度较大的倾斜及急倾斜矿体，若矿体的倾角及厚度等参数比较稳定，则可利用其典型的横剖面来确定露天矿的坑底参数，若矿体的倾角及厚度等参数变化很大，则可利用其加权平均剖面来确定坑底参数。

陡帮开采时，这类矿体可以采用的采剥方法很多，其工作线布置形式也多种多样，但使用最多的是工作线纵横向布置形式，即剥岩工作线纵向布置，采矿工作线横向布置。当矿体的水平厚度 M、坑底宽度 b_{min}、上口宽度 B_1 以及 H_1、H'(见图 6－4－9))不同时，计算方法也略有不同，但其原则是一样的，即必须满足(4－9)式的要求。

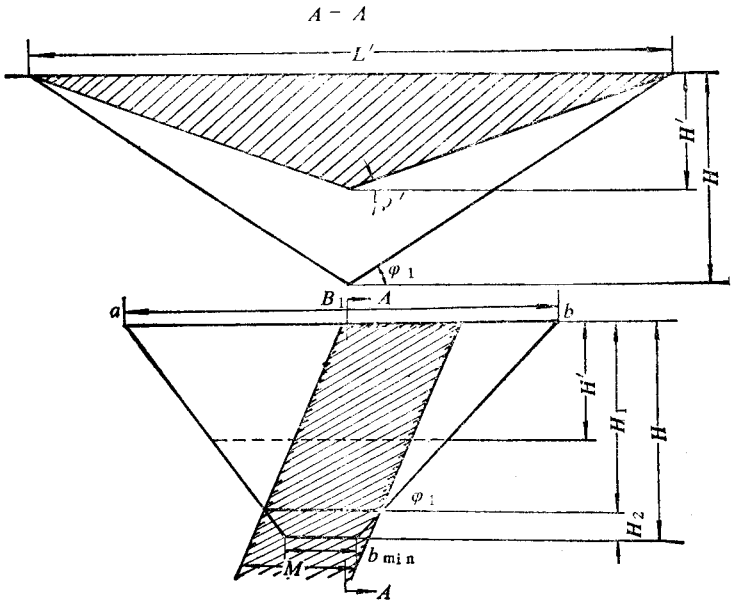


图 6－4－9　工作线纵横布置时的 B_1 计算图

当 $b_{min} < M < B_1$ 和 $H' < H_1$ 时，B_1 值可按下式确定(图 6－4－9)

$$B_1 = \frac{2T'v_K}{\mathrm{tg}\varphi_1} + \frac{L'\mathrm{tg}\varphi'}{2\mathrm{tg}\varphi_1} + \frac{M}{2} + \frac{b_{min}^2}{2M} \tag{4－10}$$

式中　M——矿体水平厚度，m；

L'——露天矿的走向长度，m；

其余符号意义同前。

坑底采矿区的高度为

$$H = \frac{B_1 - b_{min}}{2}\mathrm{tg}\varphi_1 \tag{4－11}$$

式中符号意义同前。

按(4－11)式求出的 H 值应适当调整，使共为略大于台阶高度的整数倍，最后反算出 B_1 值用于设计。

坑底采矿区的水平面积是有限的，应保证挖掘机有足够的作业空间，否则其生产能力将受影响，坑底采矿区同时工作的挖掘机数目 N_Z' 为

$$N_Z' = \frac{S_p}{S_p'}K_1K_2K_3 \tag{4－12}$$

式中　S_p——坑底采矿区的水平投影面积，m^2；

S_p'——每台挖掘机应有的作业面积，m^2；

K_1——考虑到台阶坡面投影面积的系数，$K_1 = 0.85 \sim 0.93$；

K_2——考虑到备用作业面积的系数，$K_2 = 0.75 \sim 0.8$；

K_3——作业面积的利用系数，$K_3 = 0.7 \sim 0.9$。

(4－12)式可写成

$$S_p' = \frac{S_p}{N_Z'} K_y \tag{4-13}$$

式中　$K_y = K_1 K_2 K_3$

$N_Z' = \frac{A}{Q}$

A——露天矿矿石生产能力，t/a；

Q——挖掘机生产能力，t/a。

3. 评价及适用条件

(1)陡帮开采的优缺点

陡帮开采的主要优点：

①基建剥岩量和基建投资少，基建时间短，投产早、达产快：

②可缓剥大量岩石，降低露天开采前期生产剥采比，并有利于生产剥采比的均衡。如弓长岭铁矿独木采场缓帮开采时采场的生产剥采比较大。改为陡帮开采后矿石产量三年共多生产 200×10^4 t，推迟的剥岩量为 200×10^4 t，获得了较好的技术经济效益。浏阳磷矿二工区采场改为陡帮开采后，1971～1982 年的生产剥采比为 1.98 m^3/t，仅为平均剥采比的 1.15 倍，并顺利地通过了剥离洪峰；

③推迟最终边坡的暴露时间，减少最终边坡的维护工作量和费用。在一定条件下可增加最终边坡角，减少剥岩量。

陡帮开采的主要缺点：

①采掘设备上下调动频繁，影响其生产能力；

②运输道路工程量较大。陡帮开采时露天采场一般采用移动坑线，当一个岩石条带剥完后，运输干线需移动一次，修筑新的线路，因而与固定坑线相比，线路的修筑和维护工程量大，费用高；

③采场辅助工程量大。陡帮开采时，采场内的供风管、供水管及供电线路移设次数增加，费用增加；

由于陡帮开采存在上述几个问题，所以陡帮开采的剥岩成本略有提高。

④管理工作严格。陡帮开采时，上下台阶之间的配合要协调，在编制年进度计划时，每年的采剥量不但要数量均衡，而且要部位平衡。

(2)陡帮开采的经济效益

在已确定的露天开采境界内，陡帮开采只能改变矿岩量的时间分布，即采小时间。若采用静态法对露天开采进行经济评价，则陡帮开采与缓帮开采的总费用是相等的，因而很难进行评价。因此，在方案比较时，必须采用动态法来评价陡帮开采的经济效益，即考虑时间因素。将所有的收入和支出都折算到同一时间，然后再进行比较。

(3)陡帮开采的应用条件

①适于开采倾角大的矿体即倾斜和急倾斜矿体，则前期生产剥采比小，可获得好的经济效益；

②对覆盖岩层厚度大的矿体，采用陡帮开采与缓帮开采比较，基建剥岩量和前期生产剥采比可大大减少；

③当开采形状上小下大的矿体时，采用陡帮开采可获得好的经济效益；

④陡帮开采适用于开采剥离洪峰期和剥离洪峰期到达以前的露天矿；

⑤采运设备的规格越大，越有利于在工作帮上实现台阶依次轮流开采和分组轮流开采方式，并容易使工作邦块角加大。

第二节　露天矿生产剥采比及其均衡

生产剥采比系指露天矿在生产期间，在某一生产时期内所采出来的岩石量与矿石量之比，即

$$n_s = \frac{V_s}{A_s} \tag{4-14}$$

式中　n_s——生产剥采比，m^3/m^3 或 t/t、m^3/t；

V_s——露天放在某一生产期内采出的岩石量，m^3 或/t；

A_s——露天矿在某一生产期内采出的矿石量，m^3 或/t；

生产剥采比的另一种含义是，露天矿生产期间所剥离的岩石量与采出矿量之比(扣除基建期间所采出的岩量和矿量)即

$$n_s = \frac{V - V_0}{P - P_0} \tag{4-15}$$

式中　V——露天开采境界内所采出的岩石量，m^3；

V_0——基建期间采出的岩石量，m^3；

P——露天开采境界内所采出的矿石量，m^3；

P_0——基建期间采出的矿石量，m^3。

一、生产剥采比的表示方法

生产剥采比可以用不同的方法表示。

1. 用生产剥采比 n_s 与露天矿开采深度 H 之间的关系曲线，即 $n_s = f(H)$ 曲线表示。

露天矿的地形平坦，其生产剥采比 n_s 与露天矿的开采深度 H 的关系是：上部较小，中部较大，下部又逐渐减小，可以用 $n_s = f(H)$ 函数表示，如图 6－4－10 所示。

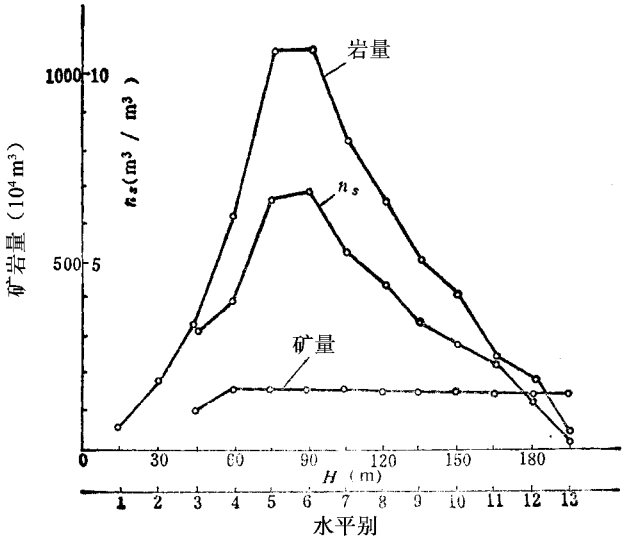


图 6－4－10　$n_s = f(H)$ 曲线

露天矿的开采深度可以用露天矿各个生产时期的底部标高或台阶序号表示。

2. 用生产剥采比 n_s，随开采时间 T 而变化的曲线，即 $n_s = f(T)$ 表示。

在一般情况下，生产剥采比是随时间变化的，生产初期比较小，中期最大，后期又逐渐减小。

用矿岩量变化曲线，即 $V = f(P)$ 曲线表示。

式中 V 表示采出岩石的累计量，P 表示采出矿石的累计量，所谓 $V = f(P)$ 曲线就是采出岩石累计量与采出矿石累计量之间的函数关系，如图 6－4－11 所示。图 6－4－12 是绘制该曲线的地质剖面图。

从图 6－4－11 可以看出：

(1)图中有两条曲线，其中一条表示工作帮坡角 $\varphi = 0$ 时的 $V = f(P)$ 曲线，另一条表示 $\varphi = 15°$ 时的 $V = f(P)$ 曲线。

(2)曲线中任何两点的坐标差，例如 $V_2 - V_1$、$P_2 - P_1$，表示露天矿从 1 水平延深到 2

水平时采出来的岩石量与矿石量，其直线的斜率则表示生产剥采比。

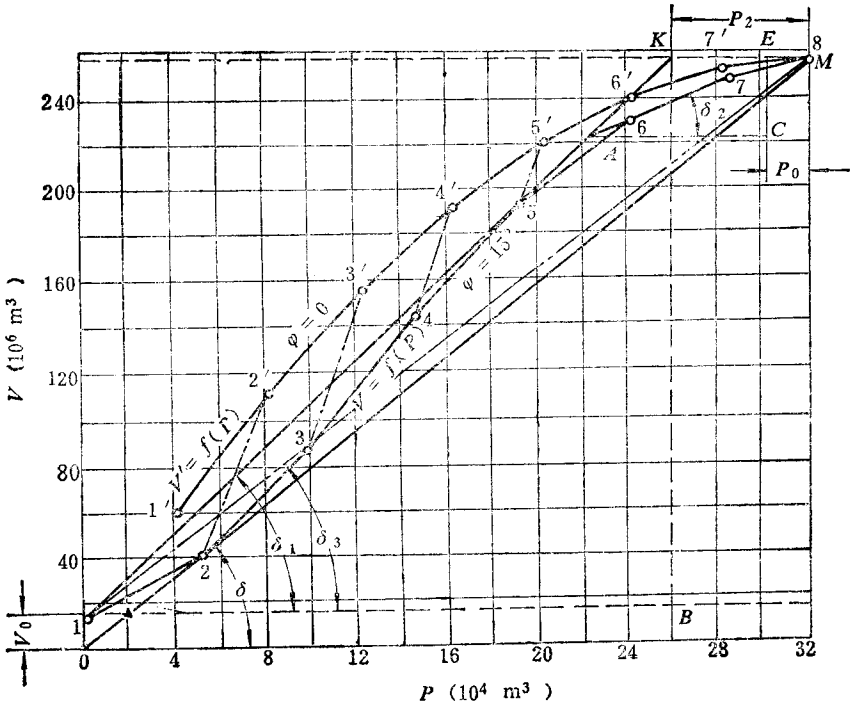


图 6－4－11　$V=f(P)$曲线

(3)直线 OM 的斜率则表示平均剥采比，即

$$n_p = \mathrm{tg}\delta = \frac{NM}{ON} = \frac{V}{P}$$

(4)露天矿可能的生产剥采比 n_s 为

$$n_s = \mathrm{tg}\delta_1 = \frac{KB}{LB} = \frac{V - V_0}{P - P_2} \tag{4-16}$$

综上所述，可以在 $V=f(P)$曲线上找出露天矿任何开采深度及任何开采位置的生产剥采比。

二、生产剥采比的确定方法

在确定生产剥采比之前，需要确定工作帮坡角。当各台阶高度、工作平盘宽度、工作台阶坡面角均分别相等时，缓帮开采的工作帮坡角为

$$\mathrm{tg}\varphi = \frac{nh}{nB + nh\mathrm{ctg}\alpha} = \frac{h}{B + h\mathrm{ctg}\alpha} \tag{4-17}$$

式中　φ——工作帮坡角，(°)；

h——台阶高度，m；

B——工作平盘宽度，m；

α——台阶坡面角(°)。

陡帮开采时，其工作帮坡角见(4－4)式。

生产剥采比的确定方法，大致可分为两大类。

1. 平面法

平面法的实质是：先在分层平面图上绘出露天采场延深到各个水平时的开采位置，再求出矿岩量的体积，最后将相应的矿岩量累计起来，并绘制 $V=f/(P)$ 曲线或直接计算生产剥采比。

该法的主要优点是：能适应矿石品位和矿体埋藏条件的变化，特别是计算端帮矿岩量比较准确。

该法的主要缺点是：绘图和计量工作较大。

2. 横剖面法

这种方法的实质是：在横剖面图上首先绘出露天开采境界线、开段沟的位置以及各个开采时期露天矿的工作帮坡线，来量出矿石和岩石的面积，最后按相应的顺序进行汇总，并绘制 $V=f(P)$ 曲线或直接计算生产剥采比。

该法的主要优点是：绘图和计算工作都比较简单，计算结果也比较准确可靠。其主要缺点是：端帮的计量比较困难，所以对走向长度不大的露天矿的计算误差较大，它适用于走向长度大的露天矿。

图 6－4－11 的 $V=f(P)$ 曲线就是利用前两种方法求得，其横剖面见图 6－4－12。因为地形平坦，矿体构造简单，可以用求积仪量矿岩面积，也可以用几何法求矿岩面积。求出各个深度的矿岩量后，即可绘制如图 6－4－11 所示的 $V=f(P)$ 曲线。

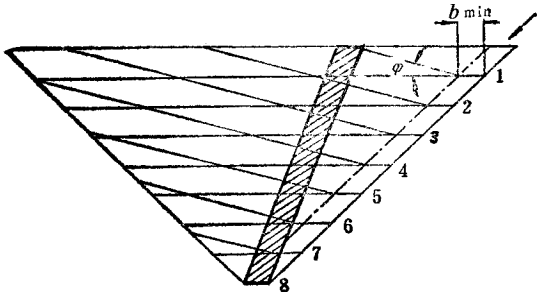


图 6－4－12　矿体横剖面图

求矿岩面积的方法，还可分为：

(1)用求积仪量面积；

(2)数方格或求几何面积；

(3)倾斜投影法(或称线比法)；

(4)梯形腰线法。

下面重点介绍梯形腰线法。

该法的基本原理是：两平行线之间的任何形状的多面体(图 6－4－13 中细线部分)均可视作梯形体，ad 和 bc 两边的曲率可视为直线而不影响计算精度。

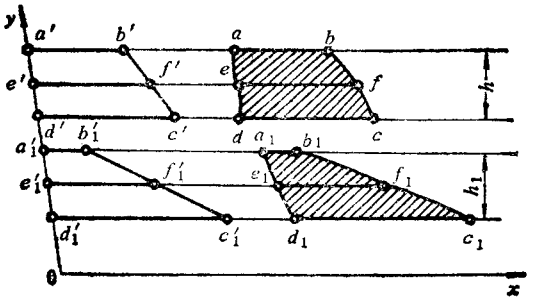


图 6－4－13　梯形腰线法原理图

如果将梯形体 $abcd$(或 $a_1b_1c_1d_1$)移到 oy' 轴上，但保持 ab 和 dc 的长度不变，则得到新的梯形体 $a'b'c'd'$($a_1'b_1'c_1'd_1'$)，很明显，梯形体的腰线 ef 和 $e'f'$，是相等的，它们的面积也是相等的，如图 6－4－13 所示。

因此，当两条平行线之间的高度已知时，可以通过量梯形体的腰线(或中线)来求任何复杂图形的面积。因为倾斜或急倾斜矿体的开采是在具有一定高度 h 的分层上进行的，可以大大简化计算工作。

例如，对于任何一个复杂的矿体，当露天矿的边帮从 AA 推进到 BB 时，所采出来的矿岩量等于这些水平线之间的基本梯形单元体面积之总和(见图 6－4－14)，即

$$\sum S = L_1h_1 + L_2h_2 + L_3h_3 + \cdots + L_7h_7 + L_8h_8 \tag{4-18}$$

当台阶高度相等时，即 $h_1 = h_2 = h_3 \cdots = h_8 = h$，则得

$$\sum S = h\sum_{K=1}^{K=N} L_K \tag{4-19}$$

因为在基本的梯形单元体中可能包括有矿石、不同品种的矿石以及岩石，应分开量取，并分别按矿石、不同种类矿石、岩石累计。

在图 6－4－14b 上，沿 oy 轴设台阶高程 H_K 和 H'_K，并在中线的左边设线段 L_1、L_2、L_3 和 L_4，以表示左帮(顶帮)的推进；在右边设线段 L_5、L_6、L_7 和 L_8，以表示右帮(底帮)的推进量，并最终找到表示矿岩总量的线段长度 NN'。用同样的办法找到表示矿量的线段长度 KK'。

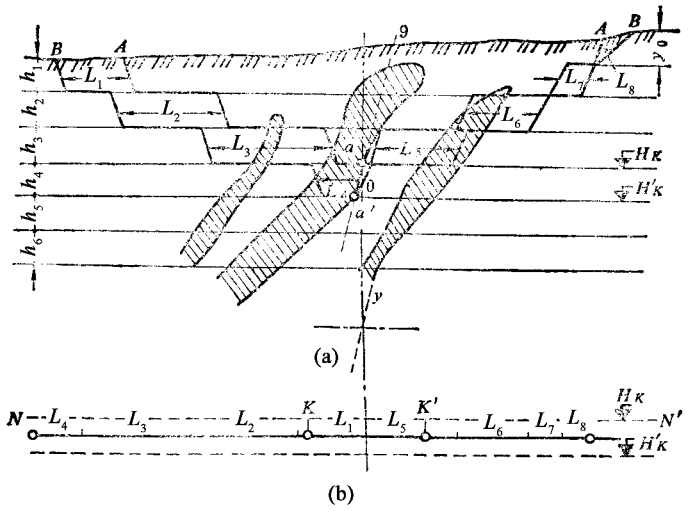


图 6－4－14　用梯形腰线法求矿岩量

矿岩量从 oy 轴两边进行累计，有利于分别计算上盘和下盘的推进量。oy 轴的位置在每个开采阶段都是不同的，它是开段沟底 a 和 a' 的连线。若没有必要分开计算，则可按全图计算。

生产剥采比还可以用其他方法确定。

①利用采场上部最大几个分层的矿岩量确定，即

$$n_s = \frac{\sum V}{\sum A} \tag{4-20}$$

式中　$\sum V$——最大几个分层的总岩量，m^3；

$\sum A$——最大几个分层的总矿量（分层数与同时工作水平数相同），m^3。

②利用平均剥采比 n_p 确定，即

$$n_s = Kn_p \tag{4-21}$$

式中　K——经验系数，陡帮开采时取 $K = 1.2 \sim 1.3$ 缓帮开采时取 $K = 1.3 \sim 1.5$；

n_p——平均剥采比，m^3/m^3。

3. 生产剥采比的影响因素

影响生产剥采比的因素很多，主要可分为两大类，即矿体埋藏条件和开采技术条件。

矿体埋藏条件对生产剥采比影响较大，共主要影响因素有 矿体形状、倾角、覆盖岩土厚度、地形条件等，它们都不同程度地影响着生产剥采比。这些因素是客观存在的，是不可能改变的，只有采取相应的技术措施加以利用。

开采技术条件对露天矿的生产剥采比影响也很大，主要因素有工作帮坡角、露天采场开拓沟道的位置、沟道坡度、沟道延深方向等，下面就上述各因素作简要分析。

(1)工作帮坡角

对于地形平坦的急倾斜层状矿体,露天采场按一定的工作帮坡角生产时,其生产剥采比通常是变化的。用一个简单的例子来研究其变化规律。设露天矿矿体赋存情况和采场境界如图 6－4－15 所示,采场采用底帮固定坑线开拓,工作线由下盘向上盘推进,矿山工程延深方向与矿体倾向一致。当采场按某一固定的工作帮坡角工作时,可用一组平行的斜线表示其延深到各个水平时的工作帮位置。每延深一个水平所采出的矿石量、岩石量及剥采比见表 6－4－1,并用图 6－4－10 表示。

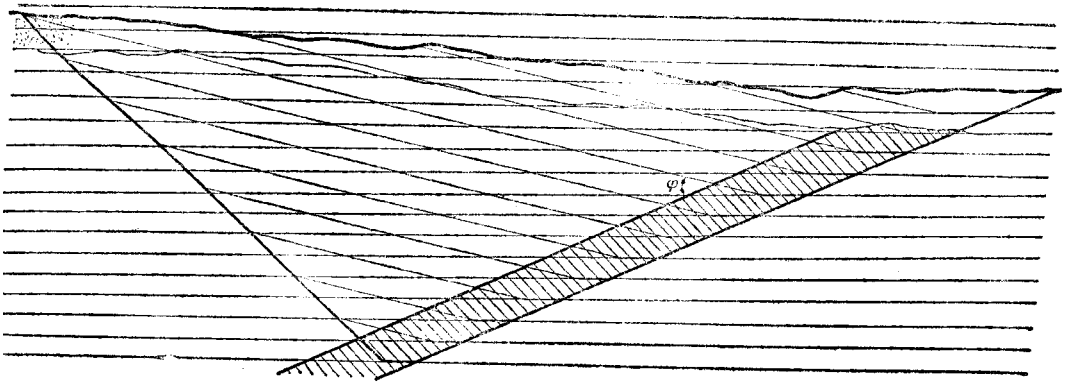


图 6－4－15　工作帮坡角不变时剥采工程发展程序及剥离量的变化

表 6－4－1　矿岩量表

水平别	矿石 $10^4 m^4$	表土 $10^4 m^3$	岩石 $10^4 m^3$	土岩合计 $10^4 m^3$	累计		生产剥采比 m^3/t
					土岩 $10^4 m^3$	矿石 $10^4 m^3$	
1		56.2		56.2	56.2		8
2		176.8		176.8	233.0		8
3	102.5	303.0	14.5	317.5	550.5	102.5	3.10
4	158	367.9	248.4	616.6	1166.8	260.5	3.9
5	156.5	415.3	624.9	1040.2	2207.0	417.0	6.64
6	155	121.6	941.1	1062.7	3269.7	572.0	6.86
7	154		812.4	812.4	4032.1	726.0	5.27
8	152		662.2	662.2	4744.3	878.0	4.36
9	150.5		496.0	496.0	5240.3	1028.5	3.30
10	149.5		408.0	408.0	5648.3	1178.0	2.72
11	148.0		237.9	237.9	5886.2	1326.0	2.29
12	146.5		178.4	178.4	6064.6	1472.5	1.22
13	145		28.0	28	6092.6	1617.5	0.19
合计	1817.5		4651.8	6092.6			

从图中可以看出，当 φ 值不变时，生产剥采比随着矿山工程的延深而变化。首先是大量剥岩而不是采矿。随后开始采矿，这时生产剥采比随着矿山工程的延深而不断增大，达到一个最大值，即 n_{smax} 值后逐渐减小。出现 n_{smax} 的时间称剥离洪峰期或称剥采比高峰期。高峰期一般发生在凹陷露天矿工作帮上部接近地表境界线时。生产剥采比的这种变化规律是一般开采倾斜和急倾斜矿体所具有的普遍规律。

如果采用陡帮开采，这将对生产剥采比产生影响。为了便于比较，并假定其他条件相同，分别按 $\varphi = 15°$ 和 $\varphi = 30°$ 生产，用图 6－4－16 所示的简单例子分析两者生产剥采比变化的区别，并把它们的变化分别绘成曲线，如图 6－4－17 所示。

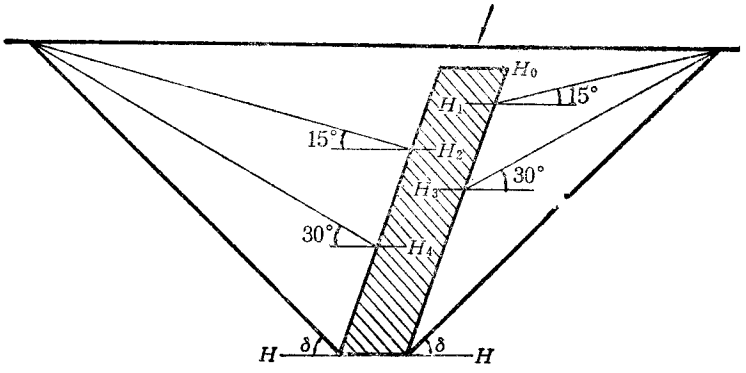


图 6－4－16　分别按 $\varphi = 15°$ 和 $\varphi = 30°$ 生产时 n_{smax0} 出现的位置

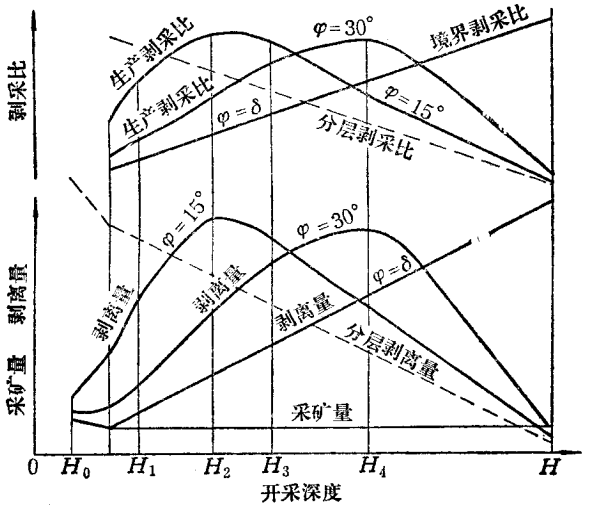


图 6－4－17　分别按 $\varphi = 15°$ 和 $\varphi = 30°$ 生产时，生产剥采比的变化及与分层剥采比、境界剥采比的对比图

从图 6－4－16 和 6－4－17 可以看出，工作帮坡角由 15°加陡到 30°时，生产剥采比的变化仍然由小到大，再由大变小这一普遍规律还起作用。但是

①当 $\varphi = 15°$ 时，n_{smax} 值出现在开采深度 H_2 而当 $\varphi = 30°$ 时，n_{smax} 出现在 H_4，即 φ 值增加，剥离洪峰期出现在较深的位置，亦即出现时间晚。

②工作帮坡角越小，生产剥采比的变化曲线接近于分层剥采比的曲线，后者的工作帮坡角可视为 0，此时的 n_{smax} 出现最早。

③工作帮坡角越大，生产剥采比的变化曲线越接近于境界剥采比的曲线，后者可视为 $\varphi = \delta$（最终边坡角），此时的 n_{smax} 出现最晚。

因此，采用陡帮开采有很大的技术经济意义。

(2)露天开拓沟道的位置

开拓沟道位置及工作线推进方向，对生产剥采比影响较大，图 6－4－18 表示一个开采急倾斜矿体的凹陷露天矿，它主要有四种代表性的开拓方案，Ⅰ、Ⅳ为顶帮底帮固定坑线开拓，Ⅱ、Ⅲ为上盘和下盘移动坑线开拓。图中用箭头表明了各方案矿山工程的延深方向，用短横线表示各水平开段沟底位置并用数字标明其编号。图中还给出了方案Ⅰ的各水平工作帮坡面发展情况。为了便于比较，令各方案的境界相同，工作帮坡角亦相同（都按 $\varphi = 15°$ 计）。分别计算各方案按工作帮坡角不变时延深到各个水平的矿岩量及生产剥采比，以及它们投产前的基建工程累计量，并把结果绘成曲线，如图 6－4－19 所示。

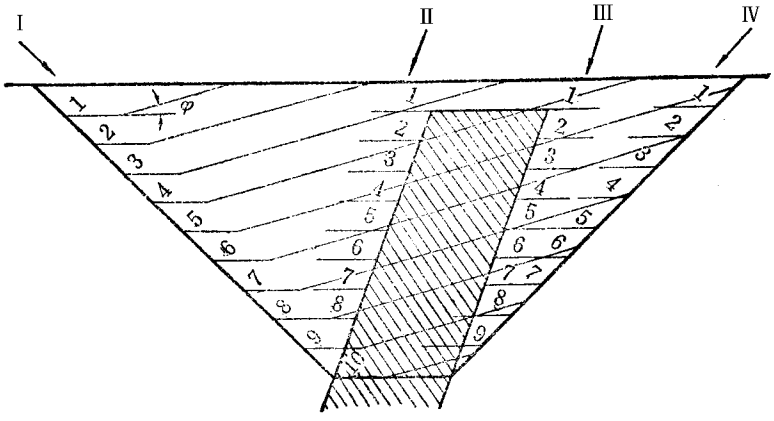


图 6－4－18　四种开拓方案生产剥采比的比较

从图 6－4－19 可以看出，当 φ 值不变时，生产剥采比由小到大，达到最大值 n_{smax} 后又逐渐减小的规律性还存在，但各个方案的沟道位置不同，生产剥采比也不同。Ⅱ、Ⅲ两个方案接近矿体掘沟，见矿快，基建工程最小，生产剥采比大；Ⅰ、Ⅳ两个方案在顶底帮的位置掘沟，远离矿体，见矿慢，基建工程量大，生产剥采比小。其中又以Ⅰ方案基建工程量最大，生产剥

采比最小。

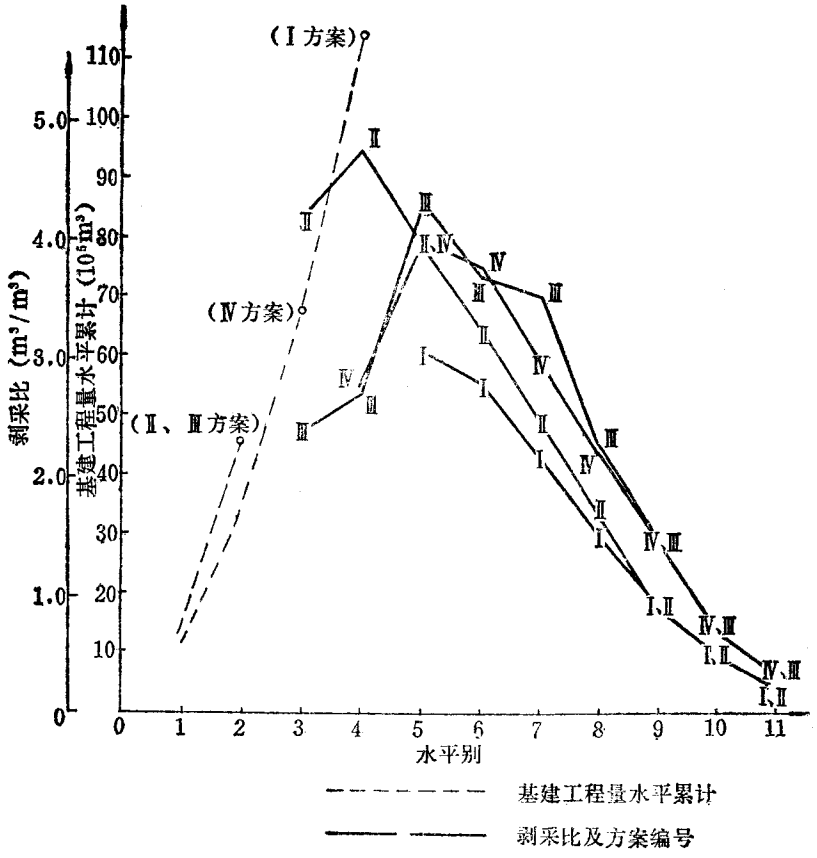


图 6－4－19　四种方案的生产剥采比和基建工程量

综上所述，开拓方案对露天矿的基建工程量及生产剥采比的影响是很大的。

(3)沟道坡度

不但开拓方案影响生产剥采比，而且开拓沟道的纵坡也影响生产剥采比，例如某矿采用螺旋坑线开拓，沟道的纵坡分别为 3%、6%和 12%，如图 6－4－20a 所示。露天矿各种不同开采深度时的采出量见图 6－4－20b。

从图中可以看出，尽管它们的剥离洪峰值相同，但其洪峰值到达的时间，在开采深度上却相差很大。从这点出发，纵坡 $i = 12\%$ 的方案最优，它可使剥离洪峰期比 $i = 3\%$ 晚出现 105m。若露天矿的平均年下降速度为 15in/a，则使剥离洪峰期晚出现 7 年，因而可获得较好的经济效益。但沟道坡度大，会降低汽车的使用寿命，故在一般情况下不采用大坡度的沟道。

影响生产剥采比的因素还有露天矿的开采程序、采剥方法及两级矿量指标等，本章就

不一一论述。

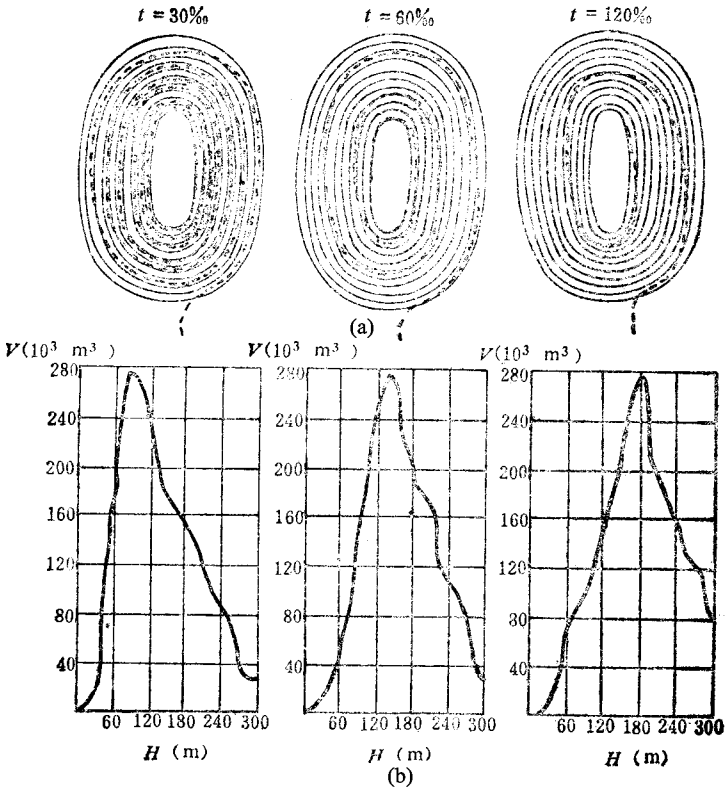


图 6－4－20　不同纵坡 i 值的 $V=f(H)$曲线图

三、生产剥采比的均衡

1. 均衡的必要性

若露天矿按一定的开拓方式、开采程序、开采技术参数，特别是一定的工作帮坡角生产时，露天矿的生产剥采比是变化的，其变化规律是：前期小、中期大，后期又逐渐减小。露天矿的矿岩产量与生产剥采比有如下关系，即

$$A=(1+n_s)A_K \tag{4-22}$$

式中　A——露天矿的矿岩总量，m^3/a 或 t/a；

A_K——露天矿的矿石产量，m^3/a 或 t/a；

n_s——生产剥采比，m^3/m^3 或 t/t。

下面分析 A、A_K 与 n_s 之间的关系

(1)当露天矿的矿石生产能力 A_K 一定时，若生产剥采比 n_s 为变量，则矿岩总量 A 也是变量。

露天矿的矿石生产能力长期保持稳定，这对满足国家对原料的需求，对提高选矿和冶炼的经济效益是十分有利的。

但在上述情况下，采场的矿岩总量前期小，中期大，后期又逐渐减小，这对设备和劳动人员的使用是不合理的，对生活福利设施的使用电不利。因此，常要求露天矿的矿岩产量相对稳定，不要波动太大。

(2)当矿岩总量 A 一定时，生产剥采比 n_s 是变量，则矿石产量 A_K 随生产剥采比的变化而波动。在这种情况下，矿石产量一般是前期大，中期小，后期又逐渐增加。若在一个矿区有多个露天矿，矿石产量可以互相调节，使设备和劳动人员得到充分利用，因而有利于提高露天开采的经济效益。但上述设想实际上是很难实现的。因此，要求露天矿的矿石产量保持相对稳定。

(3)当矿石产量 A_K 一定时，若矿岩总量 A 在一定时期内相对稳定，这就要求调整生产剥采比，使其在该时期内也相对稳定，称此工作为生产剥采比的均衡。

2. 均衡的可能性

生产实践证明，使露天矿在较长时期内均衡生产剥采比是可能的。例如，浏阳磷矿二工区采场平均剥采比为 $1.7m^3/t$，1971～1985 年生产剥采比平均为 $1.95m^3/t$，仅为平均剥采比的 1.15 倍。永平铜矿采用横向采剥方法，第一年的生产剥采比为 5.8t/t，前 9 年生产剥采比为 4t/t。

只要采取一定的技术措施，可降低露天矿生产剥采比的洪峰值，使剥岩和矿石生产趋于相对稳定。

3. 均衡范围

前面已经说明，均衡生产剥采比是可能的，但这种均衡是相对的，有条件的，而不是任意的，绝对的。为此必须探讨均衡生产剥采比的范围。

露天采场有两种极限工作状态，如图 6－4－21 所示。

(1)当工作平盘宽度 B 等于最小工作平盘宽度 B_{min} 值时，工作帮坡角最大，用 φ_{max} 表示(图 6－4－21a)。工作帮坡角大 φ_{max} 是不可能的，因为此时的工作平盘宽度 B 将小于 B_{min}，采场就会采死。因此，这是一个极限工作状态。

(2)当工作平盘宽度最大(纵向采剥时它等于该水平的采场宽度)，此时的工作帮坡角为零(图 6－4－21b)。这是另一种极限工作状态。

为了保证露天矿的正常工作，其工作帮坡角 φ 值应在 $\varphi=0$ 和 $\varphi=\varphi_{max}$ 之间，而生产剥采比的均衡方案，就在 $0\sim\varphi_{max}$ 之间选择。

为了寻求合理的均衡方案，可以利用 $V=f(P)$ 曲线、$n_s=f(P)$ 和 $n_s=f(T)$ 曲线。现以 $V=f(P)$ 曲线为例，简要说明如下：

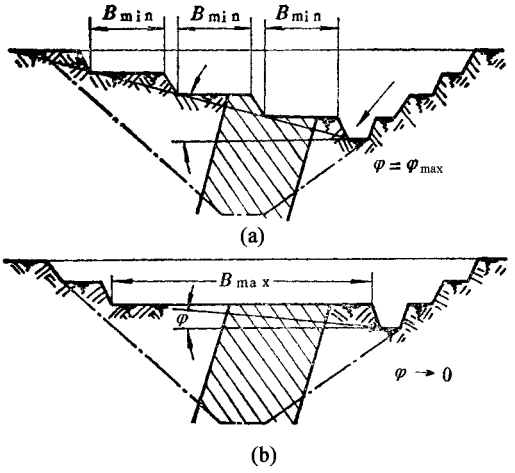


图 6－4－21　露天矿的两种极限工作状态

假设图 6－4－11 中的 $\varphi = 15 = \varphi_{max}$，则可能的均衡方案均在 $\varphi = 0$ 和 $\varphi = 15°$ 两曲线内，直线 LK 是一种可能的均衡方案，此时的均衡生产剥采比为

$$n_s = \mathrm{tg}\delta_1 = \frac{KB}{LB} = \frac{V - V_0}{P - P_2} \tag{4-23}$$

4. 均衡分期

从图 6－4－11 可以看出，均衡生产剥采比的方案很多，可在 $V = f(P)$ 曲线中的 $\varphi = 0$ 和 $\varphi = \varphi_{max}$ 线之间画很多直线或折线，每条直线或折线表示一个均衡方案，因此需进行方案选择。

均衡生产剥采比有利于降低生产剥采比的洪峰值，使露天矿的剥岩和矿石生产趋于稳定，因而可充分利用设备、人员及生活福利设施，有利于减少基建工程量和塞建投资，缩短露天矿的基建、投产和达产时间。

从图 6－4－11 可以看出，若按直线 LK 均衡时，则只有在 5 点（即直线 LK 与 $\varphi = 15°$ 线的切点），既没有超前剥岩，也没有剥岩滞后，此时 $\varphi = \varphi_{max}$，$B = B_{min}$。在其他时间均为超前剥岩 $\varphi < \varphi_{max}$，$B > B_{min}$。从某种意义上讲，均衡实际上是使部分岩石超前剥离，以实现露天采场的均衡生产。

超前剥岩意味着在若干年后支付的费用提前支付了。因此，我们在进行生产剥采比均衡时，采取相应的技术措施，使部分岩石推迟剥离，这样可推迟剥岩费用的支付时间，以获得更好的经济效益。

在均衡生产剥采比时，存在着均衡期问题，根据我国的装运设备的服务年限，均衡期以 10 年左右为宜。大型露天矿的开采时间较长，一般为 30～40 年，可分 2～3 期均衡。而中小型露天矿存在的时间短，可以一次均衡。

5. 生产剥采比均衡的方法

生产剥采比均衡的方法主要有：

(1)采用合理的开拓方式，开采程序和延深方向，确保经济、合理、安全地开发露天矿山。

(2)选择适合本矿条件和特点的剥采方法及开采技术参数，特别是工作面参数和两级矿量指标。

(3)加陡工作帮坡角，采用陡帮开采，在可能的情况下尽量将部分岩石推迟剥离，争取时间上的盈利。

(4)露天矿分期和分区开采

①分期开采

分期开采就是用中间临时境界将露天矿分为 2 ~ 3 期，基建和生产首先在第一期内进行。当上部工作台阶达到第一期境界后就停止推进，待第一期的生产剥采比 n_s 下降后再在露天矿的上部开始扩帮，即向第二期过渡，如图 6 – 4 – 22 所示。

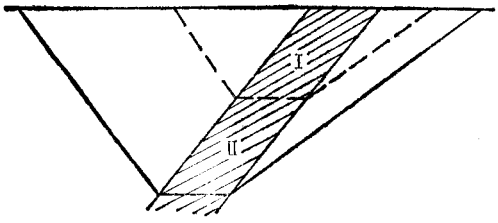


图 6 – 4 – 22　分期开采示意图

分期开采时，上部工作台阶到达第一期境界后停止推进，工作台阶逐渐转化为非工作台阶，其帮坡角等于或接近于非工作帮坡角 当上部台阶恢复工作后，非工作帮又向工作帮转化，非工作台阶又逐渐转化为工作台阶，如图 6 – 4 – 23 所示。由于存在两个过渡，所以分期开采才能达到推迟剥岩和均衡生产的目的。

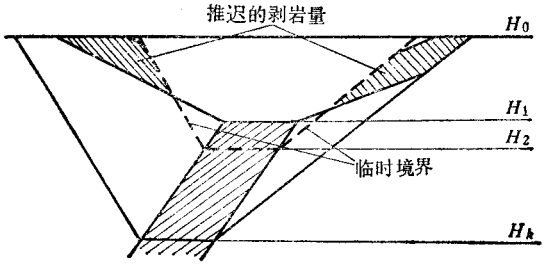


图 6 – 4 – 23　分期开采的两个过渡

分期开采主要的参数有 :分期时间、开始过渡的时间、过渡扩帮量、过渡期间的生产剥

采比等，如图 6－4－23 所示。其中过渡时间是一个关键性的参数。开始过渡的时间越早，过渡扩帮量就小，过渡期间的生产剥采比就低，过渡容易实现，但分期开采的效果就差，甚至不起分期开采的作用，过渡时间晚，过渡扩帮量和过渡期间的生产剥采比就大，二次投资就大，经济效益也差，扩帮过渡也比较困难。开始过渡的时间可以通过绘制大小境界的 $V=f(P)$ 曲线，并在方案比较的基础上确定。

分期开采的主要优点是：基建工程量小、初期生产剥采比小、投资少、投产快、达产早。其主要缺点是扩帮过渡比较困难，如安排不当，露天矿就有采死的可能。分期开采主要适用于开采深度大、储量多、开采期长的露天矿。

②分区开采

分区开采的实质是：若露天矿的走向长度比较长，或开采范围比较大，但所需要的矿山工程下降速度不大，工作线的推进速度也不大，此时可在剥采比较低、矿石品位比较高、矿石质量比较好、开采技术条件比较优越的地段开始开采，建立首采区，如图 6－4－24 所示。金堆城钼矿的南部被大小梁山覆盖，山高矿深，剥岩量大。因此以东川河为界，沿走向将露天境界分为南北两个分区，先采北露天采区，后采南露天采区。北露天采区的可采储量为 4.7 亿 t，平均剥采比为 $1.08m^3/m^3$。

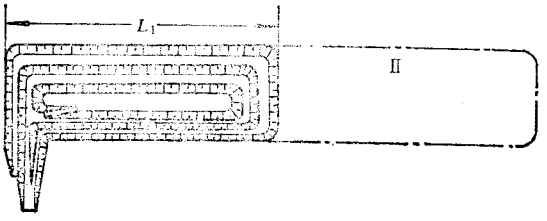


图 6－4－24　分区开采示意图

小北露天开采方案。在做好全面规划的基础上，初期选择矿量多、品位稍高、覆盖层薄，避开东川河，圈定比北露天更小一点的小北露天境界进行开采。小北露天矿可采出矿石 3.46 亿 t，平均剥采比为 $0.34m^3/m^3$，如图 6－4－25 所示。

分区开采是指庄平面上分区，逐步建立或轮流使用露天矿山工程和工作线，从而达到减少基建工程量和前期生产剥采比的目的，以提高露天开采的经济效益。分区开采主要适用于开采范围大、储量大、开采期长的水平或缓倾斜矿体。有时倾斜或急倾斜矿体也采用分区开采。

除上述情况外，首采区开采至最终深度后，再开采另一分区，并将剥离的岩石向首采区的废坑排卸，这样既缩短了运距，又减少了废石场的占地。

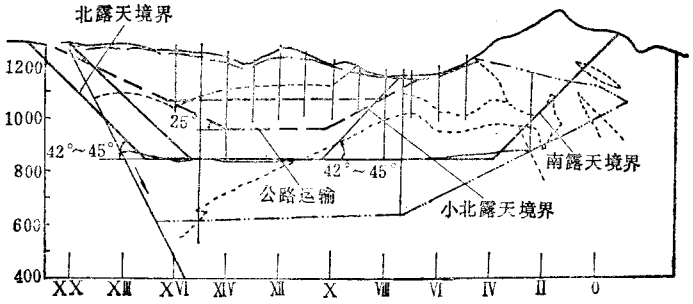


图 6－4－25　金堆城钼矿的分区开采

第三节　露天矿生产能力

露天矿生产能力，用矿石生产能力（即每年采出的矿石量）和矿岩生产能力（即每年采剥总量）两种指标来表示。因为露天矿除采矿外，一般都要剥离相当数量的岩石。随着生产剥采比的不同，露天矿的采剥总量也在变化，而露天矿山企业的人员和设备等都要按矿岩生产能力来计算，故矿岩生产能力是露天矿生产能力的重要指标。

如果一个露天矿的矿石生产能力为 A_K(t/a)，矿岩生产能力为 A(t/a)，生产剥采比为 n_s(t/t)，它们之间有如下关系

$$A = A_K + n_s A_K = A_K(1 + n_s) \tag{4-24}$$

或

$$A_K = \frac{A}{1 + n_s} \tag{4-25}$$

(4－25)式说明露天矿的矿石产量在生产剥采比一定的情况下，应有足够的矿岩采剥量来保证。

露天矿的生产能力与后续矿产品加工企业的计划平衡有关，它要适合国民经济发展的要求。露天矿的生产能力是企业的主要技术经济指标，它影响企业本身的规模、 服务年限、投资、生产成本以及劳动生产率等技术经济指标。因此合理确定露天矿的生产能力具有十分重要的意义。

设计中，露天矿生产能力主要是根据国家的需要。矿山资源条件、开采技术可能性和经济合理性等因素综合分析确定。按开采技术条件确定生产能力时， 目前主要从两方面验证：一是按可能布置的挖掘机工作面数目，二是按矿山工程延深速度。按经济合理性验

证生产能力时,目前主要是按露天矿的合理服务年限来验证。上述验证只是初步的,露天矿在开采技术上可能达到的生产能力最后还要通过编制采剥进度计划予以最终的验证并逐年安排落实。

一、按经济合理条件验证生产能力

验证经济上合理的生产能力,目前主要是根据露天矿的合理服务年限来验证。在露天矿境界内矿石工业储量一定的情况下,生产能力的大小决定了露天矿的服务年限,它们的关系是

$$A_K = \frac{\eta P(1+\rho)}{T} \tag{4-26}$$

式中　A_K——矿石生产能力,t/a;

P——露天矿境界内矿石的工业储量,t;

η——矿石回收率,%;

ρ——矿石混入率,%;

T——露天矿正常服务年限,a。

目前我国矿山设计中,考虑露天矿正常服务年限的基本原则是:露天矿的合理服务年限应与其主要设备的磨损时间相适应。如果小于一定的年限,则露天矿的设备、建筑物等固定资产,除采装运输设备和部分可拆移的机器外,其余均将废弃。仅由此露天矿供矿的选矿厂、冶炼厂,如果附近不能及时开发出新的能力相当的矿山接续供矿,则也将提前废弃,这种情况通常是不合理的。

影响露天矿合理服务年限的因素很多。如国家急需的矿源,为了满足急需,允许缩短服务年限,以增大其生产能力。又如采矿条件好的富矿、小富矿、附近远景储量大的露天矿、地下水大的露天矿,其服务年限都可以缩短,对于矿区内有几个采矿场的露天矿,其单个采矿场的服务年限也可以缩短。对于露天矿的合理服务年限问题,目前冶金工业部和中国有色金属总公司分别对于黑色和有色冶金矿山的生产规模及合理的服务年限做了规定,见本章附表 1 和附表 2。

有人认为,应大大缩短设备的服务年限,提高设备的折旧率、加速矿山的技术改造和设备更新,因此上述文献提供的矿山服务年限还是可能缩短的。所以今后在确定露天矿生产能力时,要更多地考虑经济因素,即进行生产能力的优化工作。

露天矿的基建投资、生产成本、投资效果等,都与露天矿的生产能力有关。所谓优化,就是把这些与生产能力有关的因素联系起来,综合考虑,最后按某个综合原则来确定露天矿的生产能力,下面介绍两个优化原则:

1. 收益率最大

根据不同的矿山规模，计算出露天矿基建投资的收益率或称返本率，画出露天矿的收益率 i 值与其生产能力 A_K 的关系曲线，即 $i = f(A_K)$ 曲线，i 的最大值所对应的生产能力即为露天矿最优的生产能力，为了简化计算，生产剥采比可取定值。

2. 现值比最大

根据不同的矿山规模，计算出各自的投资现值和收入现值，则

$$K_R = \frac{P_A}{S_j} \tag{4-27}$$

式中　K_R——现值比；

P_A——利润的净现值，元；

S_j——投资的净现值，元。

现值比 K_R 最大所对应的生产能力为最优生产能力。生产能力的优化，还要考虑资金、设备、技术力量的来源和合理使用。资本主义国家多从获得最大利润出发考虑企业生产，故其实际产量受市场价格变化而波动。

应当指出，经济上合理的生产能力，要在技术上可能达到的范围内进行论证，因此要探讨技术上可能达到的生产能力。

二、按采矿技术条件验证生产能力

一个露天矿的生产能力，除受矿床资源条件限制之外，还受矿山具体的技术条件及技术水下的限制。因此要研究一个矿山从采矿技术条件方面可能达到的生产能力的限度，它可以从以下两个方面进行验证。

1. 按可能布置的挖掘机工作面数目验证生产能力

挖掘机是露天矿生产的主要采掘设备，每台挖掘机服务一个工作面。选定某种挖掘机后，露天矿生产能力直接取决于可能布置的挖掘机工作面数。可能布置的挖掘机总数决定了矿岩生产能力，其中可能布置的采矿工作面数，决定了采矿生产能力。

计算可能布置的采矿工作面数，首先确定一个采矿台阶可能布置的挖掘机台数 N_{WK}，即

$$N_{WK} = \frac{L_t}{L_c} \tag{7-28}$$

式中　L_t——台阶采矿工作线长度，m；

L_c——采区长度，m。

对于铁路运输要求 $N_{WK} \leqslant 3$。

然后计算可能同时采矿的台阶数 N_K，对于较厚的倾斜矿体可根据图 6-4-26 的几何

关系计算。

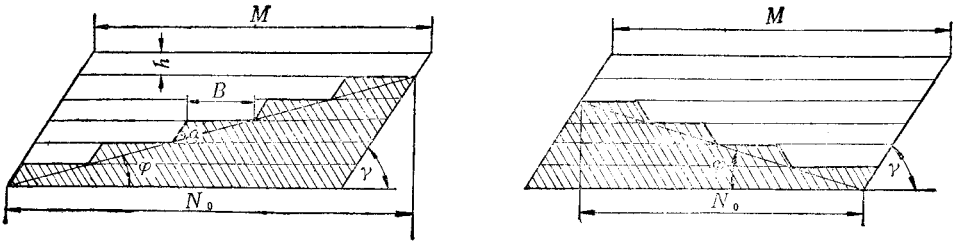


图 6－4－26　同时进行采矿的台阶数

a—从上盘向下盘推进；b—从下盘向上盘推进

$$M = N_0 \pm N_0 \mathrm{tg}\varphi \mathrm{ctg}\nu$$

$$N_0 = \frac{M}{1 \pm \mathrm{tg}\varphi \mathrm{ctg}\nu}$$

$$N_K = \frac{N_0}{B + h\mathrm{ctg}\alpha} = \frac{M}{1 \pm \mathrm{tg}\varphi \mathrm{ctg}\nu} \times \frac{1}{B + h\mathrm{ctg}\alpha} \tag{4－29}$$

式中　N_K——可能同时采矿的台阶数；

N_0——工作帮坡线水平投影，m；

M——矿体水平厚度，m；

B——工作平盘宽度，m；

h——台阶高度，m；

α——工作台阶坡面角，(°)；

ν——矿体倾角，(°)；

φ——工作帮坡角，(°)；

“＋”——用于由下盘向上盘推进；

“－”——用于由上盘向下盘推进。

露天矿可能的生产能力 A_K 为

$$A_K = N_{WK} \cdot N_K \cdot Q_{WK} \tag{4－30}$$

式中　Q_{WK}——采矿挖掘机平均生产能力，t/a；

其余符号意义同前。

N_K 还可按以下简单公式计算：

(1)当工作线由上盘向下盘推进时

$$N_K = \frac{M}{B} \tag{4－31}$$

(2)当工作线由下盘向上盘推进时

$$N_K = K_\alpha \frac{M}{B} \tag{4-32}$$

式中　K_α——系数,其值见表 6-4-2;

表 6-4-2　K_α 值(当 $\alpha = 75°$时)

矿体倾角	工作帮坡角		
	8°	10°	12°
50°	0.86	0.83	0.80
60°	0.89	0.86	0.84
70°	0.92	0.90	0.88
80°	0.94	0.92	0.91

其余符号意义同前。

2. 按矿山工程延深速度验证生产能力

露天矿在生产过程中,工作线不断往前推进,开采水平不断下降,直采到最终境界,也即矿山工程沿水平和向下两个方向发展。通常用工作线水平推进速度和矿山工程延深速度两个指标来表示开采强度。显然开采强度越高,采出的矿石也越多。

对于矿体埋藏条件为水平和近水平的露天矿来说,除了基建期间以外,一般不存在延深的问题。此时露天矿的生产能力主要取决于工作线水平推进速度。

金属矿多数是倾斜和急倾斜矿体,对于开采这种矿体的露天矿来说,延深快意味着获得矿量多。当然不能只顾延深而忽视上部各水平的推进,要用水平推进来保证延深,两个速度之间要满足一定的关系。

延深速度有两个概念,一个是矿山工程延深速度,用 v_y 表示,另一个是采矿工程延深速度,用 v_K 表示。矿山工程一般包括剥离工程、采矿工程和新水平准备,　这里所说的矿山工程仅就新水平准备而言,它由掘沟工程和为保证下水平掘沟所需的扩帮工程所组成。矿山工程延深速度是根据新水平的准备时间、所完成延深的台阶高度、折合每年下降的进尺(m/a)来计算。采矿工程延深速度,是指露天矿境界内被开采矿体的水平面每年垂直下降的米数(m/a)。它们之间的关系如图 6-4-27 所示。

图 6-4-27a 表示下盘移动坑线开拓,矿山工程沿 OD 方向延深。为了保证采矿工程能及时向下延深,当工作帮坡角一定时,工作线向顶、底帮的推进速度 v_T 及 v'_T 必须满足

$$v_T = v_y(\mathrm{ctg}\varphi + \mathrm{ctg}\nu) \tag{4-33}$$

$$v'_T \geqslant v_y(\mathrm{ctg}\varphi - \mathrm{ctg}\nu) \tag{4-34}$$

式中　v_T——上盘工作线的推进速度,m/a;

v'_T——下盘工作线的推进速度，m/a；

φ——工作帮坡角，(°)；

v_y——矿山工程延深速度，m/a；

ν——矿体倾角，(°)。

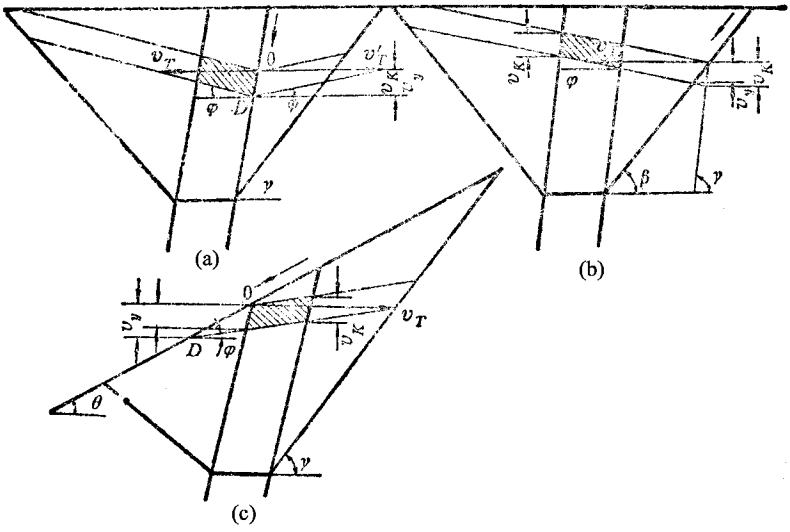


图 6－4－27　矿山工程延深速度与工作线推进速度及采矿工程延深速度的关系

图 6－4－27b 表示底帮固定坑线开拓，此时矿山工程沿 OD 方向延深，工作线的水平推进速度 v_T 必须：

$$v_T \geqslant v_y(\mathrm{ctg}\varphi + \mathrm{ctg}\beta) \tag{4-35}$$

式中　β——下盘非工作帮坡角，(°)；

其余符号意义同前。

图 6－4－27c 表示山坡地形的露天矿，地形倾角为 θ，矿山工程沿地形向下延深，此时工作线的水平推进速度为：

$$v_T = v_y(\mathrm{ctg}\varphi - \mathrm{ctg}\theta) \tag{4-36}$$

式中　θ——地形倾角，即延深角，(°)；

其余符号意义同前。

矿山工程延深速度 v_y 与采矿工程延深速度 v_K 的关系为：

(1)当采用下盘移动坑线开拓时(图 6－4－27a)，$v_y = v_K$；

(2)当采用底帮固定坑线开拓时(图 6－4－27b)，

$$v_K = v_y \frac{\mathrm{ctg}\varphi + \mathrm{ctg}\beta}{\mathrm{ctg}\varphi + \mathrm{ctg}\nu} \tag{4-37}$$

式中　ν——矿体倾角，(°)。

其余符号意义同前。

(3)当开采山坡地形的露天矿时(图 6－4－27c)，

$$v_K = v_y \frac{\mathrm{ctg}\varphi - \mathrm{ctg}\theta}{\mathrm{ctg}\varphi - \mathrm{ctg}\nu} \tag{4-38}$$

式中符号同前。

露天矿按延深速度可能达到的生产能力用下式计算：

$$A_K = \frac{v_K}{h} P_f \eta (1 + \rho) \tag{7-39}$$

式中　P_f——所选用的有代表性的水平分层矿量，t；

η——矿石回收率，%；

ρ——废石混入率，%；

其余符号意义同前。

确定矿山工程延深速度 v_y 的方法很多，既可以在横剖面图上确定，也可以在平面图上确定，还可以根据类似矿山和经验数据确定。在目前的条件下，矿山工程延深速度主要与所采用的运输方式及露天矿的类型(山坡或凹陷)有关。对于汽车运输的凹陷露天矿，新水平准备多采用基坑，而铁路运输的凹陷露天矿，多用长段沟准备新水平。若用斗容 $4m^3$ 的挖掘机并用基坑准备新水平时，矿山工程延深速度可达 20m/a 以上。

三、露天矿两级矿量

两级矿量的贮备包括开拓矿量和备采矿量。

1. 备采矿量的设置方法

根据目前的资料，备采矿量的设置方法可分为三种：

(1)宽度法

宽度法设置备采矿量的实质是增加工作平盘的宽度，使之大于最小工作平盘的宽度。当上部台阶因故不能生产时，下部台阶还可继续作业，并且不破坏上部台阶的正常工作条件，如图 6－4－28 所示。

此时的工作平盘宽度为

$$B = B_{min} + B_c \tag{4-40}$$

$$B_c = \frac{t_c A_K}{Lh} \tag{4-41}$$

式中　B——工作平盘宽度，m，

B_{min}——最小工作平盘宽度，m；

B_c——备采矿量平盘宽度，m；

t_c——备采矿量的保有期，a；

A_K——露天矿的矿石生产能力，m^3/a；

L——采矿工作线总长度，m；

h——台阶高度，m。

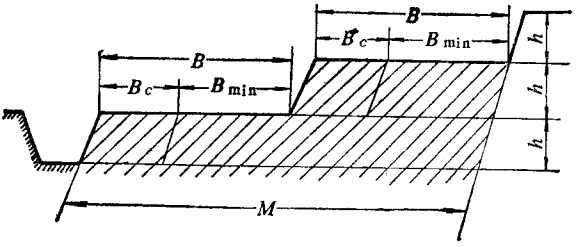


图 6－4－28　宽度法备采矿量

(2)长度法

长度法的备采矿量设在最小工作平盘以内，如图 6－4－29 所示。此时为了不破坏上部台阶的正常工作条件，只能开采一个爆破进尺 W。因为宽度是一定的，备采矿量以其工作线长度来表示，故称长度法。

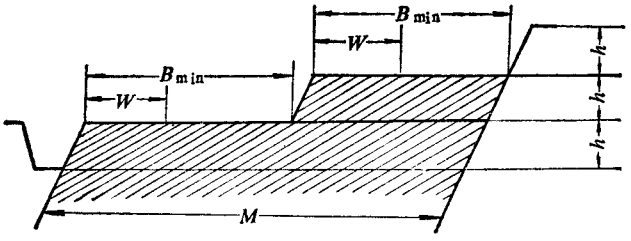


图 6－4－29　长度法备采矿量

所需采矿工作线的总长度 L 为

$$L = \frac{t_c A_K}{h W \nu_K} \tag{4-42}$$

式中　W——爆破进尺，m；

ν_K——矿石容重，t/m^3；

A_K——露天矿的矿石生产能力，m^3/a；

其余符号意义同前。

(3)深度法

深度法备采矿量的含义是：工作帮（φ_1）自然延深到最小坑底（直径为 50 ~ 200m）时所包含的矿量，是不需再往外剥岩即可采出来的矿量，如图 6 – 4 – 30 所示。

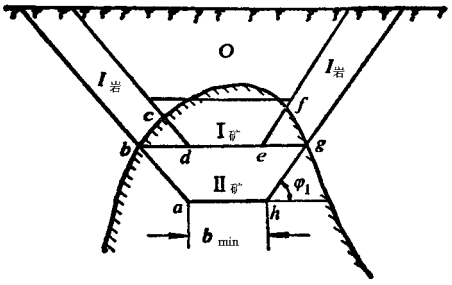


图 6 – 4 – 30　深度法备采矿量

O—基建剥岩量；Ⅰ矿—第一年的采矿量；Ⅱ矿—第二年的采矿量；

Ⅰ岩—第一年的剥岩量；b_{min}—最小坑底宽度（50 ~ 200m）；φ_1—剥岩帮坡角，(°)

2. 贮备矿量周期性波动

所有的贮备矿量都是周期性波动的，现以宽度法为例简要介绍如下：

(1)开拓矿量　指开拓工程和主要运输枢纽已经完成，并具备了采准工作的条件。如凹陷露天矿已完成了出入沟延深，用斜坡提升开拓的矿山，已完成了提升机道的延深工程，并形成了完整运输系统的最下一个台阶底部标高以上的矿量（图 6 – 4 – 31）。

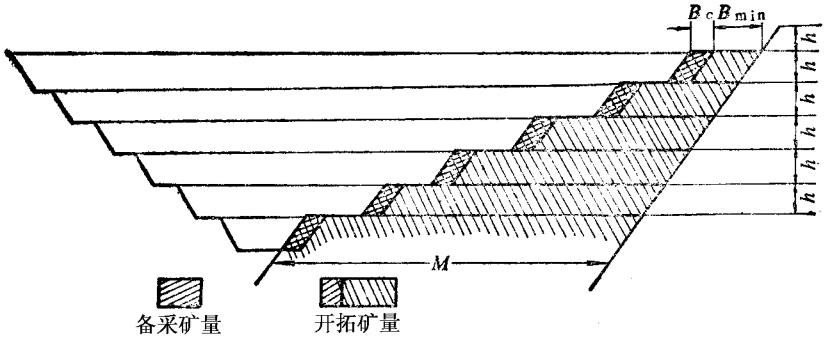


图 6 – 4 – 31　宽度法贮备矿量周期性波动

新水平准备完成时，开拓矿量最大，其保有时间为

$$t_{Kmax} = \frac{N_K + 1}{2N_x} \tag{7 – 43}$$

新水平准备即将完成时，开拓矿量最小，其保有时间为

$$t_{Kmin} = \frac{N_K - 1}{2N_x} \tag{4 – 44}$$

开拓矿量的波动值 Δt_K 为

$$\Delta t_K = \frac{1}{N_x} \tag{4-45}$$

式中　N_K—采矿台阶数,个;

N_x——每年下降的台阶数,个。

(2)备采矿量　它是开拓矿量的一部分,在台阶上矿体的上面和侧面已被揭露出来的最小工作平盘宽度以外的台阶矿量的总和(图 6-4-32)。

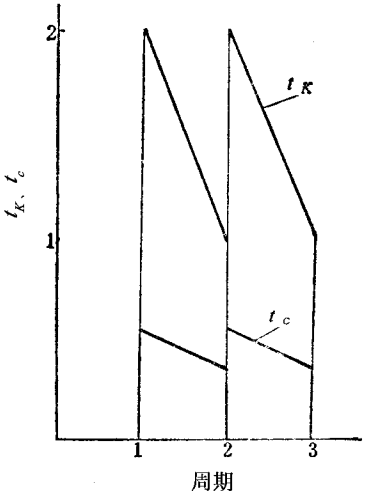


图 6-4-32　贮备矿量的波动范围

新水平准备完成时,备采矿量最大,其保有时间为

$$t_{cmax} = \frac{\mu}{N_x} \tag{4-46}$$

新水平即将完成时,备采矿量最小,其保有时间为

$$t_{cmin} = \frac{\mu}{N_x} - \frac{\mu}{N_x N_K} \tag{4-47}$$

式中　μ——备采矿量平台宽度所占比重,%。

其余符号意义同前。

备采矿量的波动如图 6-4-32 所示。

3. 贮备矿量的保有时间

(1)我国一般露天矿山基建投产的贮备矿量保有时间如下:

①开拓矿量 1~2 年;

②备采矿量 1~3 个月。

(2)苏联金属矿山(汽车运输)为四个月,但中部和南部很多矿山实际为两个月;

(3)美欧等国家多采用深度法,没有开拓矿量,而只有备采矿量,其定额多为半年。

第四节　露天矿采剥进度计划的编制

一、采剥进度计划的编制

露天矿采剥进度计划是用图和表表示露天矿工程发展的具体的时间、空间与数量关系的矿山建设与生产计划。它表示了露天矿逐年或逐月采掘的矿石量、剥离量、掘沟量、生产剥采比以及各项工程的空间位置、各水平推进的超前关系、扩帮与延深的关系、露天矿建设起止时间、投产达产时间、基建工程量及其位置、基建和生产期与露天矿采剥工程发展相应的采掘设备逐年投入量、投入时间、工作位置及位置调动。采剥进度计划要在全面系统地研究露天矿采剥关系、生产能力及各生产工艺环节配合的基础上编制。如果是分期开采的矿山,还要在研究了分期开采和过渡方案的基础上编制。通过编制采剥进度计划,把初步确定的矿山生产能力、均衡生产剥采比加以验证,并安排落实,同时验证并确定矿山投产时间、达产时间、设计计算年、基建剥离量、采掘设备数量和确定矿山设施等等。对分期开采的矿山,还要安排Ⅰ期生产、过渡扩帮和Ⅱ期生产的发展过程及衔接关系。

冶金矿山采剥计划是国家年度计划的一个组成部分。露天矿的采剥进度计划是设计和指导露天矿均衡生产综合平衡的重要文件,是保证矿山正常持续生产、搞好矿山管理的重要环节,因此必须认真编制和实施露天矿采剥进度计划。

采剥进度计划可以分为两种:

1. 设计中按年编制的露天矿采剥进度计划,即长远计划。

长远计划以年为单位编制,它的主要任务是比较准确地确定露天矿基建时间、基建工程量、投产时间、达产时间,设计计算年、均衡生产剥采比、露天矿的矿石及岩石生产能力、逐年工作线推进位置,并按此计划计算各时期所需的设备、人员和材料等。

2. 生产矿山编制的年、季、月采剥计划,又叫生产作业计划。

年度采剥计划是生产矿山每年的生产计划内容之一,也是年生产计划的核心。年生产计划的其他部分则依据年采剥计划来编制。露天矿年采剥计划是以长远计划和国家下达的产品数量、质量等指标为依据编制的。它除安排年末或各季末、月末的工作线推进位置外,还要详细地计算穿爆、采装、运输、排土、机修等主要生产工艺和辅助车间的生产能力,找

出薄弱环节，制定相应的措施计划。编制年采剥计划中确定工作线推进位置的方法和编制长远计划相同，各工艺生产能力的计算，前面各章已讲过，故本节只介绍长远计划。

二、编制露天矿采剥进度计划的要求

编制采剥进度计划要贯彻党的有关方针政策，做到采剥平衡，充分利用国家的资源，保证安全生产。对于编制露天矿采剥进度计划技术上的具体要求是：

1. 根据露天矿的具体情况，正确处理需要与可能的关系，尽可能地减少基建工程量，加速基本建设，保证在规定的时间内投入生产。投入生产后应尽快地达到设计生产能力和保证规定的各级储量。以保持产量的均衡稳定，满足国家需要。

2. 具有多种品级矿石时，各种工业品级矿石的产量要求保持稳定，或呈规律变化。

3. 贯彻采剥平衡的方针，合理地安排生产剥采比，均衡生产剥采比的期限不能过短。

4. 上下水平的工作线要保持一定的超前距离，使平盘宽度不小于最小工作平盘宽度。工作线要具有一定的长度，并尽可能地保持规整。要保证线路的最小曲线半径及各水平的运输通路。采掘设备调动不要过于频繁。

5. 台阶的水平推进与延深要密切配合，要按计划及时开拓新水平，以保证采矿和矿量准备的衔接，在扩帮过程中，一定要遵守预定的矿山工程发展程序。

6. 对于分期开采的矿山，要处理好分期和过渡的关系。

三、露天矿采剥进度计划的内容

采剥进度计划的内容以某矿的采剥进度计划为例说明如下：

1. 采剥进度计划表　如表 6－4－3 所示，表中列出了各年度的矿岩采出量、出入沟和开段沟的工程量、挖掘机的配置和调动情况等。

采剥进度计划要逐年编制，编制到设计计算年以后 3～5 年。在特殊情况下，如分期开采的矿山，则应编制整个生产时期。

所谓设计计算年是矿石已达到规定的生产能力和以均衡生产剥采比开始生产的年度，其采剥总量开始达到最大值。计算年的采剥总量是矿山设备、动力、材料消耗、人员编制和建设规模等计算的依据。

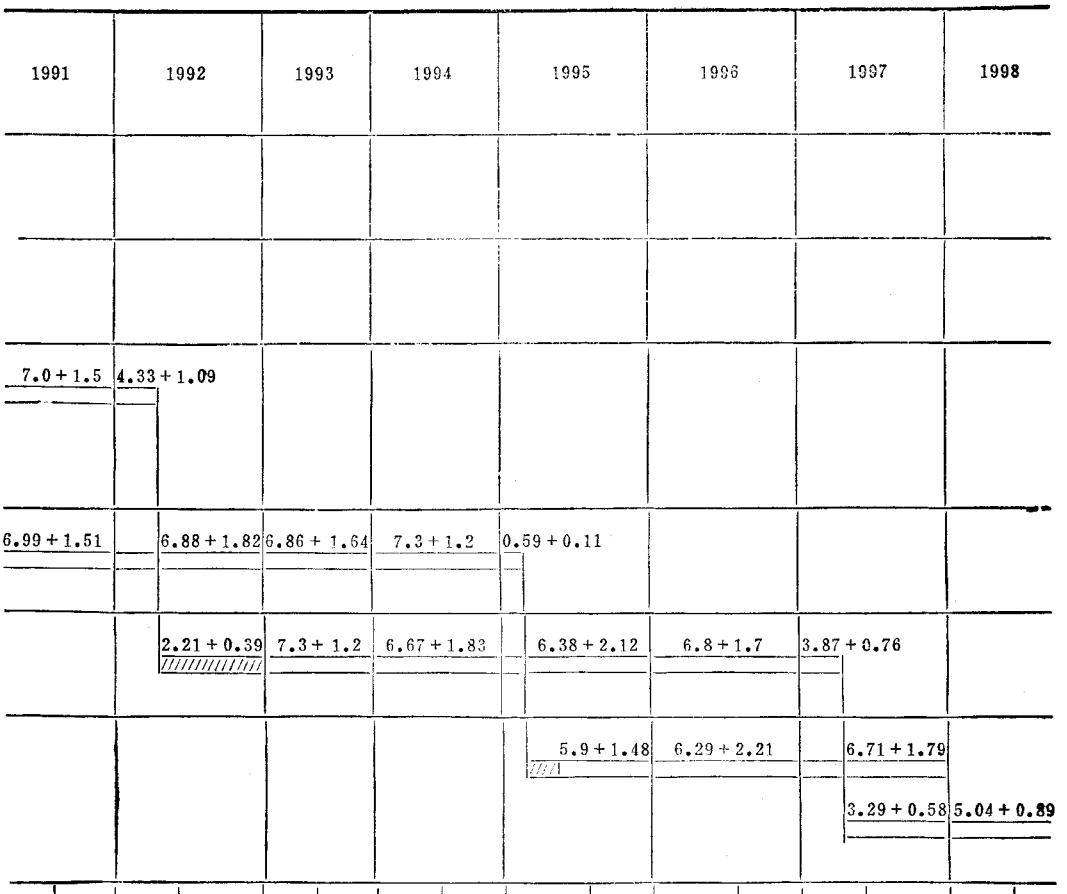
表 6-4-3　某矿采剥

工作水平	矿		岩石	合计	工作内容	电铲号	1986	1987	1988	1989	1990
m	10^4m^3	10^4t	10^4m^3	10^4m^3							
+23以上			5.1		剥	No.3		5.1			
+13			20.8 1.04		剥离	No.3		3.6	8.6	9.64	
0	56.55	151.6	12.73		采剥	No.1	5.1+2.81	6.72+1.8	7.3+1.2	7.3+1.2	7.3+1.2
						No.2	4.2+0.73	7.3+1.2			
−10	48.65	128.9	11.13		采剥	No.2			6.55+1.53	6.87+1.63	6.81+1.69
−20	33.2	89.05	8		采剥	No.1					
−30	27.23	73	6.95		采剥	No.2 No.1					

单位	10^4m^3	10^4t	10^4m^3	10^4t	10^4m^3	10^4t	10^4m^3	10^4t	10^4m^3	10^4t
采矿量	9.3	25	14.02	37.57	13.85	37.12	14.17	37.97	14.11	37.81
剥岩量	3.54		11.70		11.33		12.47		2.89	
采剥总量	12.84		25.72		25.18		26.64		17	
生产剥采比m^3/t	0.14		0.31		0.31		0.33		0.08	
挖掘机数量台	2		3		3		3		2	

说　明　矿+岩　掘沟　采剥

进度计划表



10^4m^3	10^4t	10^4m^3	10^4t	10^4m^3	10^4t	10^4m^3	10^4t	10^4m^3	10^4t	10^4m^3	10^4t	10^4m^3	10^4t	10^4m^3	10^4t
13.99	37.49	13.22	35.42	14.16	37.98	13.97	37.44	12.87	35.0	13.09	35.08	13.87	37.17	5.04	13.5
3.01		3.30		2.24		3.03		3.71		3.91		3.13		0.29	
17		16.54		17		17		16.58		17		17		5.93	
0.08		0.09		0.07		0.08		0.11		0.11		0.08		0.07	
2		2		2		2		2		2		2		1	

2. **具有年末位置线的分层平面图**　如图 6－4－33 所示，分层平面图上有逐年的矿岩量、作业的挖掘机数目和台号、出入沟和开段沟的位置、矿岩分界线、开采境界、以及年末工作线位置等。

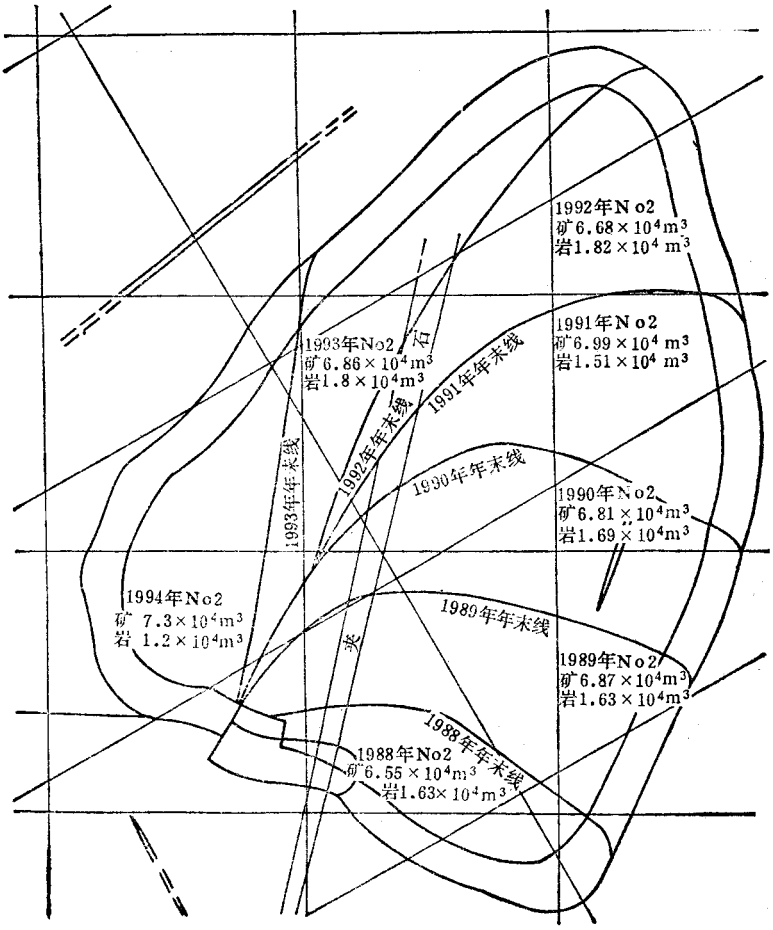


图 6－4－33　某矿－10m 水平分层平面图

3. **露天采矿场年末开采综合平面图**　如图 6－4－34 所示，图上绘有各水平的工作线位置、出入沟和开段沟的位置、挖掘机的配置、矿岩分界线、开采境界和公路运输时连接平台的设置等。

4. **产量逐年发展图表**　图 6－4－35 和表 6－4－4 是在采剥进度计划编制完成的基础上整理绘制出来的。采剥计划只编制到计算午后 3～5 午，以后的产量可以年或 5 年为单位粗略确定。

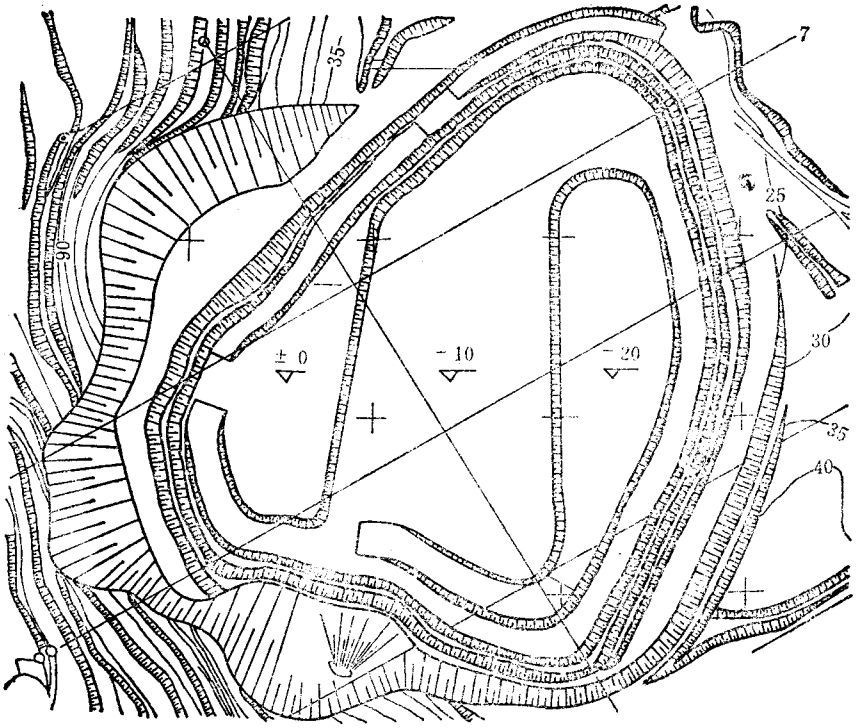


图 6－4－34　某矿年末露天采场综合平面图

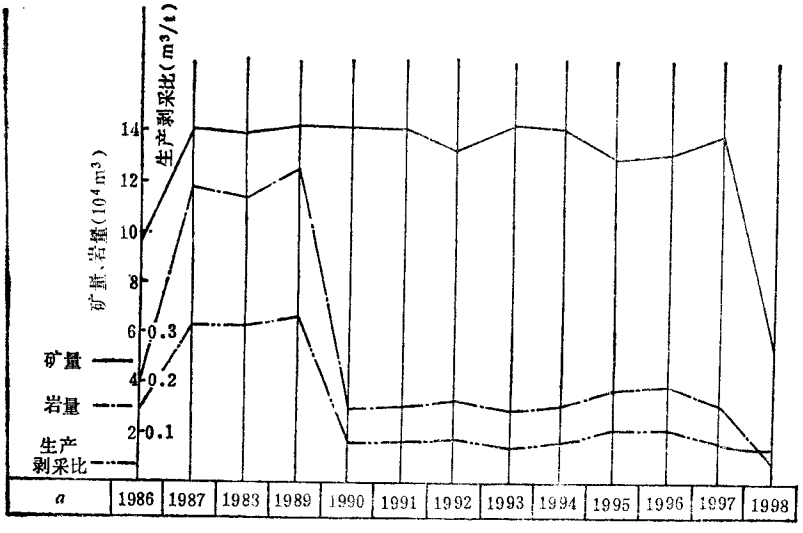


图 6－4－35　某矿逐年产量发展曲线

四、编制露天矿采剥进度计划所需的资料

1. 比例尺为 1:1000 或 1:2000 的分层平面图：图上绘有矿床地质界线、露天采矿场的开采境界、出入沟和开段沟的位置等；

2. 分层矿岩量表：在表中按重量和体积分别列出各水平分层在开采境界内的矿岩量，以及体积和重量分层剥采比；

3. 露天矿最终的开拓运输系统图和线路的最小曲率半径，对于扩建和改建的矿山，还要有开采现状图；

4. 露天矿开采要素：包括台阶高度、采掘带宽度、采区长度和最小工作平盘宽度等；

5. 露天矿的延深方式，工作线推进方式和方向，沟道的几何要素，新水平准备时间；

6. 规定的贮备矿量指标；

7. 矿石开采的损失率和废石混入率；

8. 露天矿开始基建的时间和要求的投产日期，规定的投产标准；

9. 挖掘机的数目和生产能力；

10. 对分期开采的矿山，应有分期开采过渡的有关资料；

11. 国家对矿山建设的其他要求。

五、编制露天矿采剥进度计划的步骤与方法

露天矿采剥进度计划一般在平面图上进行。应从第一年起逐年编制。根据矿山的具体条件在达产前尽快地投入全部采掘设备，以技术可能的最大延深速度进行采剥，争取早日达到设计能力。

达产后，由于各开采水平的工作线较长，采掘设备、采剥量、延深与扩帮速度等关系的妥善安排与控制比较复杂。这时，年末工作线的位置要根据分析得出的露天矿逐年延深到达的标高、延深对扩帮的要求、生产剥采比、以及最小工作平盘宽度、配铲的可能性与挖掘机生产能力等因素综合考虑后来确定。

表 6－4－4　某矿年产量发展表

开采年限		1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
采矿量	$10^4\,m^3$	9.3	14.02	13.85	14.17	14.11	13.99	13.22	14.16	13.97	12.87	13.09	13.87	5.04
	$10^4\,t$	25	37.57	37.12	37.97	37.81	37.49	35.42	37.98	37.44	35.00	35.08	37.17	13.5
剥岩量	$10^4\,m^3$	3.54	11.7	11.33	12.47	2.89	3.01	3.38	2.24	0.03	3.71	3.91	3.13	0.29
采剥总量	$10^4\,m^3$	12.84	25.72	25.18	26.64	17	17	16.54	17	17	16.58	17	17	5.93

开采年限		1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
生产剥采比	m^3/t	0.14	0.31	0.31	0.31	0.08	0.08	0.09	0.07	0.08	0.11	0.11	0.08	0.07
挖掘机数量	台	2	3	3	3	2	2	2	2	2	2	2	2	1

采剥进度计划的编制是以挖掘机生产能力为计算单元，同时工作的水平能配置的挖掘机所完成的采剥总量即为露天矿的生产能力。

各种工作条件下挖掘机生产能力（如掘沟、扩帮和剥岩等）可按类似矿山的实际指标选取。在一般情况下，因初期操作技术不熟练，故基建期间的挖掘机生产能力可以比正常生产时期低 10～20%。

挖掘机的数目，可以根据规定的矿岩生产能力初步计算确定，最后通过编制采剥进度计划加以修正，其计算公式如下

$$N_W = \delta A_K \left(\frac{1}{Q_K} + \frac{n_s}{Q_Y} \right) \tag{4-48}$$

式中　N_W——所需要的挖掘机数目，台；

δ——开采中的沟量系数，一般为 1.05～1.1；

A_K——矿石生产能力，t/a；

Q_K——采矿挖掘机平均生产能力，t/a；

Q_Y——剥离挖掘机平均生产能力，t/a；

n_s——生产剥采比，t/t。

逐年编制采剥进度计划时，主要工作就是配置挖掘机和确定各水平年末工作线位置。在配置挖掘机时，除考虑本身作业条件外，还要符合运输条件。对铁路运输的矿山，每个台阶配置的挖掘机一般不多于两台，如果采用环行式配线，可多设一台。采用汽车运输的矿山，每个台阶可配 2～4 台挖掘机。确定各水平逐年末工作线位置时，要让所确定的推进位置，符合采剥工程在时间空间数量上的关系，同时各水平各年的推进量要与所配挖掘机的台数、能力等相符。因此这一工作和配铲工作是结合进行，互相修正的。具体配制步骤仍以前述某矿为例说明如下：

1. 在分层平面图上逐年逐水平确定年末工作线位置（图 6－4－33）

根据挖掘机的生产能力，从露天矿的上部第一个水平分层平面图开始，逐水平用求积仪在图纸上求出挖掘机的年采掘量，画出年末线的开始与最终位置。这一工作往往需要反复进行才能得出结果，因为画出一条年末线位置后其中矿岩量往往多于或少于挖掘机在该水平的采掘量，这就要进行调整。

因挖掘机在掘沟和正常采掘作业的条件不同，其年生产能力也不同，故在用求积仪求

算采掘的矿岩量时，应将掘沟量和正常采掘量区别开来。

在确定年末工作线位置时，必须考虑矿山工程正常发展程序、延深对扩帮的要求、矿石年产量、最小工作平盘宽度的要求、贮备矿量的大小、开拓运输线路畅通等。如果划分的年末线位置与这些要求不符，也要加以调整。

用求积仪求算年采剥量时，某水平一年内推进的面积应满足下式

$$F_{\mathrm{h}} = \sum_{j=1}^{N} Q_{\mathrm{i}} \tag{4-49}$$

$$F_{\mathrm{h}} = F_{\mathrm{K}} h + F_{\mathrm{Y}} h \tag{4-50}$$

式中　Q_{i}——挖掘机台年生产能力，$\mathrm{m^3/a}$；

N——某水平挖掘机台数，台；

F——某水平年推进总面积，$\mathrm{m^2}$；

F_{K}——某水平年推进矿石面积，$\mathrm{m^2}$；

F_{Y}——某水平年推进岩石面积，$\mathrm{m^2}$；

h——台阶高度，m。

年末工作线位置确定后，其矿岩量可用求积仪求出。例如图 6－4－33 中，1988 年末至 1989 年末－10m 水平工作线推进位置以实线表示，并算出 1988 年该水平采出矿石 $6.55\times10^4\ \mathrm{m^3}$、岩石 $1.63\times10^4\ \mathrm{m^3}$，合计 $8.18\times10^4\ \mathrm{m^3}$。将上述结果填入表 6－4－3 横栏 1988 年相对应的－10m 水平的一格中，并在图上标明采剥年度、采出的矿岩量和挖掘机台号。

累计当年各水平的矿岩量即为当年的矿岩生产能力。

矿石年生产能力应满足设计任务所规定的指标，即

$$\sum_{i=1}^{N_{\mathrm{j}}} \Delta A_{\mathrm{Ki}} \nu\eta(1+\rho) = A_{\mathrm{K}} \tag{4-51}$$

式中　A_{K}——设计任务规定的矿石生产能力，$10^4\ \mathrm{t/a}$；

ΔA_{Ki}——一个水平年采掘的矿石工业储量，$10^4\ \mathrm{m^3/a}$；

ν——矿石容重，$\mathrm{t/m^3}$；

η——矿石回收率，%；

ρ——废石混入率，%；

N_{j}——年采矿水平数。

如果累计当年各水平采出的矿岩量不符合要求时，再对年末工作线位置作适当调整。为了保证达到规定的产量，必要时可将原配置的挖掘机进行某些调动。

当上一个水平某年的年末推进位置已求出，并对下水平已有足够的超前平盘宽度以后，即可求下一水平同年的年末推进位置，以下类推。

2. 确定新水平投入生产的时间

如上所述，上下两相邻水平应保持足够的超前关系，只有当上水平推进一定宽度后，下水平方可开始掘沟，挖掘机在上水平采掘这个宽度所需时间，即为下水平滞后开采的时间。

控制上下水平超前关系的方法是用一张透明纸，把同年各水平推进位置用不同彩色笔画在透明纸上，检查其间距是否满足要求，以此作为修正各水平宽度的依据。

有时，由于运输条件限制，上水平局部地段（如铁路运输时端帮未形成环线）会妨碍下水平的推进，而造成下水平工作线推进落后，以致使工作线形成不规整状态。一旦上水平允许，就应迅速将下水平工作线恢复正常状态。

在开采复杂矿体时，有时为了获得某工业品级的矿石而需要改变工作线的正常状态，可能一端加速推进，另一端暂时停滞不前，从而也妨碍下水平的推进。同样，结束这种状态后也应立即扭转，使其恢复正常状态。

3. 编制采剥进度计划表

在分层平面图上确定年末工作线位置的同时，编制采剥进度计划表，在该表中记入每台挖掘机的工作水平、作业起止时间及其采掘量，如表 6－4－3 所示。

当多个水平同时开采时，一般由一个人掌握采剥进度计划表，而另外一些人用求积仪分别求算各水平和每台挖掘机的采掘量。有时可能根据挖掘机生产能力求得在一定时间内的采掘量，也可能根据一定的采掘量求得挖掘机所需要的采掘时间。

4. 绘制露天采矿场年末开采综合平面图（又叫开采状况图，简称年末图，如图 6－4－34 所示）。

该图是以地质地形图和采剥分层平面图为基础绘制成的。绘制时，取透明纸覆盖在地质地形图上，首先将坐标网和勘探线描上，其次将采矿场以外的地形、矿石和岩石运输线路、矿山车站、破碎站、排土场等描绘下来 然后将同年开采的各水平工作面情况《包括工作面位置、地质界线、设备布置、工作面运输线路、会让站、动力线等）描在此图上。从这张图上可以看出 :各水平某年的开采位置及共采掘的矿岩情况，挖掘机的布置和数量，运输线路的布置和各水平运往破碎厂与排土场的可能性，各水平之间的相互超前关系。

绘制时，何时因布置运输线路，受到运输技术条件的限制需要修改工作线的形状，或因超前关系不能满足要求而需要重新修改某水平的位置等。

该图每年或隔年绘制一张，直至计算年。

5. 绘制逐年产量发展曲线和图表

如图 6－4－35 所示，横坐标表示开采年度，纵坐标表示采剥总量、矿石量、岩石量。该发展曲线应是根据采剥进度计划表中矿岩量数字整理绘制的。

表 6－4－3 所示的逐年产量发展表，也是根据采剥进度计划表中的矿岩量数字和挖掘机配置情况整理得出的。

采剥进度计划编到 1998 年。

计算年以后至开采终了各年的产量可按各水平埋藏比例、分层剥采比推算得出。

采剥进度计划是要认真编制与实施的。但由于客观情况的变化，部分地修改原计划的事是常有的。凭经验编制的采剥进度计划，不一定是最优方案，特别是当情况发生变化（如设备不能按时洪应）时，原计划往往难以实施。因此在实践中对客观的认识要不断深化，及时完善并修改原计划。

上述编制露天矿采剥进度计划采用的是手工方法，工作量很大，费时很多。因此，可用电子计算机编制采剥进度计划。

附表 1　黑色冶金矿山生产规摸及合理服务年限

矿山规模	特大型		大型		中型		小型	
	矿石	岩石	矿石	岩石	矿石	岩石	矿石	岩石
生产能力，10^4 t/a	> 1000	> 3000	200 ~ 1000	1000 ~ 3000	60 ~ < 200	300 ~ < 1000	< 60	300
服务年限，a	> 30		> 25		> 20		> 10 ~ 15	

附表 2　有色冶金矿山生产规模及合理服务年限

矿山规模	特大型	大　型	中　型	小　型
矿石生产能力，10^4 t/a	> 1000	100 ~ 1000	30 ~ < 100	< 30
服务年限，a	> 30	> 25	> 20	> 10

第五章　露天砂矿水力开采技术

第一节　概　　述

砂矿乃是松散或胶结的碎屑淤积物，内含某种有用矿物颗粒。砂矿属次生矿床，与原生矿床相比，砂矿一般由松软土岩组成，无需穿孔爆破松动；砂矿层埋藏不深，厚度不大，长度较大，且多半埋于河谷海滨之中，适合于露天开采。

砂矿床由其成因不同而分为残积砂矿、坡积砂矿、冲积砂矿、海滨砂矿等。其中能供水力机械化开采的主要是陆上砂矿，如残积砂矿、坡积砂矿等，其它形式砂矿开采，可考虑用采掘船。

水力机械化开采主要是利用水枪喷射出的非淹没高压水射流来破碎土岩而形成矿浆或泥浆，并采用自流或加压水力运输将矿浆或泥浆分别输往选矿厂或排弃场。

水力开采的适用条件必须是：

1. 矿床条件和矿岩性质适宜，即在高压水射流冲击下土岩能够碎散，碎散后粒径大于 100～200mm 的大块含量不超过 20%，粒径在 50～100mm 的小块含量不超过 30%，否则不宜采用单一水力开采。

2. 有充足的水源和廉价的电源。

3. 有水力排土场，且位置恰当。

4. 矿床底板的渗漏水要小，以保证砂浆正常流运。

5. 地区的冰冻期较短或无冰冻期。

长期实践证明，与其它机械开采比较水力开采具有以下优点：

1. 生产过程简单，具有连续性和机动性，可均衡生产；

2. 劳动生产率高；

3. 机械化水平高，设备简单，且易于制造和维修；

4. 投资少，建设快，生产成本低；

5. 采矿回收率高，并能为选厂洗矿创造良好条件。

它的缺点是：

1. 受自然条件限制，局限于可被冲采的矿岩；

2. 水和动力消耗大（电力消耗达 6～20kWh/m^3），

3. 在严寒地区作业困难；

4. 需用辅助机械来清除冲采残留的大块废石；

5. 泥浆水对环境污染较为严重，影响矿区周围农业生产。

砂矿床的土岩粒径及粒级组成、粘结力、容重、比重、密度，湿度、孔隙率、松散系数等，都对水力开采发生影响。根据水枪水力开采时工作特点，可将土岩按其粒状特征分类为Ⅵ组，以Ⅰ组最为松散，属不粘结土岩；以Ⅵ组最难冲采，大量的为卵砾石，含粘土质很少。土岩的具体分类可参考采矿设计手册或表 6－5－4。

第二节　水力开采设备

砂矿水力开采的主要设备为水枪、砂泵及水泵，辅助设备有推土机。本节着重讲述水枪结构，而砂泵与前述充填用泵基本相同，此处不再重复。

水枪是一种能形成高速射流并控制射流作用方向的水力冲采设备。水枪性能的优劣，直接影响射流能量的合理利用和冲采效率。根据水枪上下弯管的连接方式，水枪可以分为中心螺栓式和滚珠式两类。我国多采用滚珠式，产品型号有 SQ 型和平柱型，其技术性能列于表 6－5－1。

表 6－5－1　水枪型号及主要技术性能

技术性能	单位	水枪型号				
		SQ－80	SQ－150	SQ－250	平柱Ⅰ型	平柱Ⅲ型
进水口直径	mm	80	150	250	100	150
喷嘴直径	mm	25、30、35	44、50	45、50、55、60、65、70、75、80	43	40、50
枪筒长度	mm	1481、1458、1434	2228，2202	2290	1100	1454

技术性能	单位	水枪型号				
		SQ－80	SQ－150	SQ－250	平桂Ⅰ型	平桂Ⅲ型
水平转角	(°)	360	360	360	360	360
上、下仰俯角	(°)	30	30	30	26	29
最大有效射程	m	6	10	12		
外形尺寸，长×宽×高	mm	2081×363×1088	2807×398×1297	5100×500×1790		2228×350×1899
总　重	kg	59	160	341	50～60	80

水枪的外形结构如图 6－5－1 所示，由枪筒、喷嘴、上下弯管、磨盘、球形活动接头等组成。喷嘴和枪筒是关键部件。

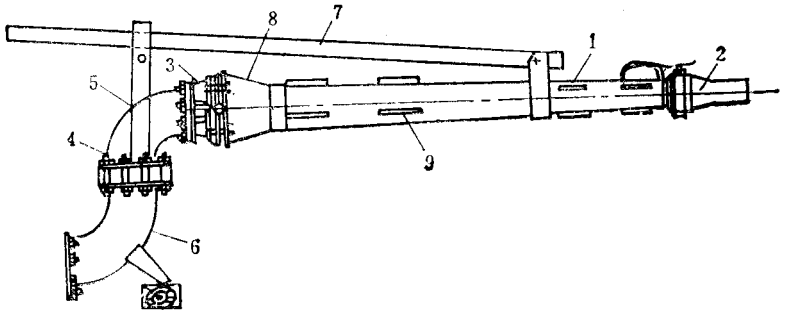


图 6－5－1　水枪外形示意图

1—枪筒；2—喷嘴；3—球形活动接头；4—水平旋转结构(磨盘)；5—上弯管；6—下弯管；7—操纵杆；8—锥形管；9—稳流片

一、喷嘴

为使水流经过喷嘴收缩而成高速射流喷出，常将喷嘴设计成圆锥收敛形并在出口端留有圆柱段。水流能量的转换特性和射流的扩散特性，主要取决于喷嘴结构参数及其加工质量。

讲究表明，喷嘴的流量系数、流速系数以及喷射效率都与喷嘴的圆锥角有关。当圆锥角 $\alpha = 13°$ 时(一般取 $8° \sim 12°$)，流量系数最大($\mu_{max} = 0.95$)，超过此角度后，μ 值开始下降。流速系数随 α 角增加而增大，当 $\alpha = 30°$ 时，流速系数 $\varphi = 0.98$。为创造优质射流，需对喷嘴的锥角，喷嘴长度、出口端圆柱段长度以及喷嘴内壁的加工光洁度等加以严格控制。

图 6－5－2 为国产平桂Ⅲ型水枪喷嘴结构图，其技术参数列于表 6－5－2。

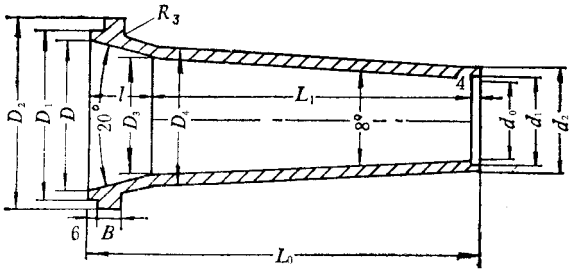


图 6－5－2　平桂水枪喷嘴示意图

表 6－5－2　平桂Ⅲ－150 型水枪的喷嘴技术参数

喷嘴几何形状	技术参数												
	锥角 α	d_0	d_1	d_2	L_0	L_1	l	L_0/d_0	D	D_1	D_2	D_3	D_4
圆锥收敛形	8°～20°	38	44	57	248	210	34	6.526	81	94	106	69	88
	8°～20°	44	50	60	208	170	34	4.727	81	94	106	69	84
	8°～20°	50	56	62	178	140	34	3.56	81	94	106	69	84

二、枪筒

枪筒一般都采用圆锥收敛形。一端与球形活动接头连接，另一端与喷嘴连接，其长度一般为 1.2～2.3m。枪筒的作用是收缩压力水流，以增大流速送入喷嘴。为了减少从弯管进入枪筒过程中产生的强烈涡流，枪筒内必须安装稳流器。稳流器的形状有很多种，国产枪筒常用星形稳流片，以三片一组对称布置于枪筒内腔，装 2～3 组；苏联推荐使用蜂房 16 格稳流器，并把枪筒设计成由圆柱段、稳流器、锥形段三段组成，实践证明效果很好，水流通过稳流器进入喷嘴能保持稳定的流线型。

第三节　水枪射流的机械性质和冲采土岩原理

一、水枪射流的结构特点

水枪喷射出来的射流，由于空气介质与水质间产生的脉动交换，射流表面产生周围介质的环形涡流，加之水的弹性与溶解于水的空气和自由空气的存在，使射流一离开喷嘴就开始扩散。

射流的扩散导致射流在结构上形成三个区段：即起始段、基本段和射滴段（图 6－5－

3)。从喷嘴出口到过渡断面为起始段,该段冲击压力最大。自过渡断面到短节细射流尖灭断面为基本段,该段射流的紧密性已远不如起始段,冲击压力随着与喷嘴距离的增大而急剧下降。基本段以后的区段称射滴段,其射流由细水滴组成,充进了大量空气,射滴段的冲击压力最小,基本上无破碎土岩能力。

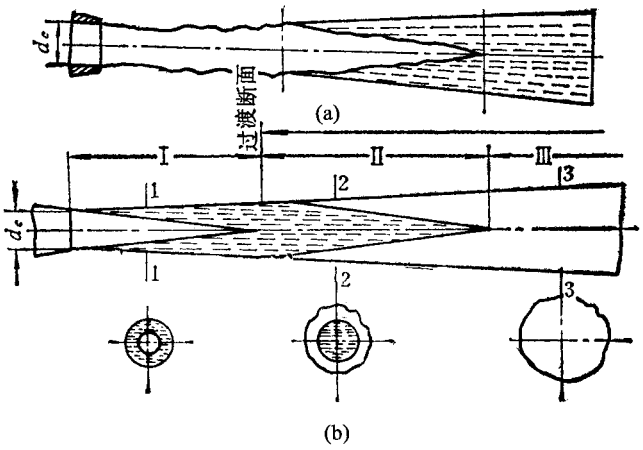


图 6－5－3　水枪射流结构示意图

(a)用基本段冲采;(b)用起始段冲采

Ⅰ—起始段;Ⅱ—基本段;Ⅲ—射滴段

就射流冲采土岩而言,最有效的应该取起始段,然而起始段的长度很短,为保证安全作业,水枪不可能紧靠工作面,所以实际上只能利用基本段进行冲采。

射流的有效段长度,即能够用来有效地冲采土岩的射流长度,是取决于射流压头、喷嘴直径及土岩性质。对同一种土岩,当所采用的射流压头 H_0 及喷嘴直径 d_0 变化时,射流的有效段长度 L_K,也相应变化,可从表 6－5－3 的数据中得知:$L_k = (0.1 \sim 0.2) H_0$。

表 6－5－3　射流的有效段长度 L_K 及 L_K/H_0 值(近似值)

土岩类型	参数	$H_0 = 80 \times 10^4$ Pa			$H_0 = 100 \times 10^4$ Pa		
		喷嘴直径 d_0(mm)			喷嘴直径 d_0(mm)		
		75	90	110	75	90	110
Ⅱ	L_K	10.5	13	15	15	20	—
	L_K/H_0	0.13	0.16	0.19	0.15	0.2	—
Ⅲ	L_K	8.2	10	11.8	12.3	14.5	17.5
	L_K/H_0	0.103	0.13	0.15	0.12	0.15	0.18
Ⅳ	L_K	—	7.6	9.2	10	11.7	13.6
	L_K/H_0	—	0.1	0.12	0.1	0.12	0.14

射流的起始段长度，除也取决于射流压头、喷嘴直径外，还与枪筒和喷嘴结构、加工质量有关，实际使用时可通过试验测定。

二、射流冲采土岩原理

1. 冲采原理　射流冲采土岩，促使土岩破碎是基于射流的冲击力（动压力）、静压力以及土岩自身重力三方面的因素。

当射流射达土岩面的瞬间，射流的动能转变为使土岩变形的功，由此而产生应力。当应力超过土岩的允许强度时，土岩即开始破碎。另一方面，在射流射达土岩面时，部分压力水渗进土岩体孔隙和裂隙，由张应力及水的湿润、软化，使土岩粘结力迅速下降，而导致崩解。此外，在射流冲采土岩时，往往在土岩下部掏槽，使土岩体失去支撑，在土岩体重力和射流冲采时所产生的脉冲振动的作用下，土岩体随即崩塌碎解。

应当指出，上述各项破碎土岩的作用力中，射流的冲击力是主导因素，土岩破碎效率的高低在一定程度上决定于射流的冲击力大小。

2. 冲采参数的确定　水力冲采参数是指射流的工作压头 H_0 和冲采土岩的单位耗水量 q，这两参数直接关系着水力机械设备选型和冲采经济指标，冲采土岩的能耗也由这两参数决定。

（1）射流工作压头 H_0 的确定。水枪射流的工作压头取决于被冲采土岩的致密性、台阶高度和喷嘴直径。在设计中常按下式计算：

$$H_0 = (1.1 \sim 1.3) Kf, \quad 10^4\,\mathrm{Pa} \tag{5-1}$$

式中　K——砂矿的松散孔隙渗透系数；

f——砂矿的普氏硬度系数。

根据我国砂矿水力开采实际，工作压头取 $30 \sim 140 \times 10^4$ Pa。

（2）冲采土岩单位耗水量 q。影响土岩单位耗水量的因素很多，如土岩的致密性、冲采台阶高度、工作面底板坡度以及砂浆的流运条件等，都能影响耗水量的多少。在实际生产中，当工作压头确定后，耗水量可以通过水采试验得出，或参考表 6－5－4 选取。

表 6－5－4　水枪工作压头的耗水量

土岩组别	土岩名称	阶段高度（m）								
		3～5			5～15			>15		
		单位耗水量（m^3/m^3）	压头（10^4 Pa）	工作面最小允许坡度（%）	单位耗水量（m^3/m^3）	压头（10^4 Pa）	工作面最小允许坡度（%）	单位耗水量（m^3/m^3）	压头（10^4 Pa）	工作面最小允许坡度（%）
Ⅰ	预先松散的非粘结性土	5	20	2.5	4.5	40	3.5	3.5	50	4.5

土岩组别	土岩名称	阶段高度(m)								
		3～5			5～15			>15		
		单位耗水量(m^3/m^3)	压头(10^4 Pa)	工作面最小允许坡度(%)	单位耗水量(m^3/m^3)	压头(10^4 Pa)	工作面最小允许坡度(%)	单位耗水量(m^3/m^3)	压头(10^4 Pa)	工作面最小允许坡度(%)
Ⅱ	细粒砂	6	30	2.5	5.4	40	3.5	4	50	4.5
	粉状砂		30	2.5		40	3.5		50	4.5
	轻亚砂土		30	1.5		40	2.5		50	3
	松散黄土		40	2.0		50	3		60	4
	风化泥炭		40	—		50			60	—
Ⅲ	中粒砂	7	30	3	6.3	40	4	5	50	5
	各种粒子砂		40	1.5		50	2.5		60	3
	中等亚砂土		50	1.5		60	2.5		70	3
	轻砂质粘土致密黄土		60	2		70	3		80	4
Ⅳ	大粒砂	9	30	4	8.1	40	5	7	50	6
	重亚砂土		50	1.5		60	2.5		70	3
	中及重砂质粘土		70	1.5		80	2.5		90	3
	瘦粘土		70	1.5		80	2.5		90	3
Ⅴ	含砾石土	12	40	5	10.8	50	6	9	60	7
	半油性粘土		80	2		100	3		120	4
Ⅵ	含卵石土	14	50	5	12.6	60	6	10	70	7
	油性粘土		100	2.5		120	3.5		140	4.5

三、水枪的水力计算

1. 喷嘴出口处的射流速度 v_0 其值可按下式计算：

$$v_0 = \varphi\sqrt{2gH_0}\text{，m/s} \tag{5-2}$$

式中　φ——喷嘴速度系数，一般取 0.94；

g——重力加速度，$g = 9.81$，m/s^2；

H_0——喷嘴出口处射流工作压头，10^4 Pa。

简化上式可得

$$v_0 = 4.17\sqrt{H_0}\text{，m/s} \tag{5-3}$$

2. 喷嘴喷出的射流流量 Q_0

$$Q_0 = \mu\omega_0\sqrt{2gH_0}\text{，}m^3/s \tag{5-4}$$

式中　μ——流量系数，$\mu = a\varphi$，a 为射流的压缩系数；

ω_0——喷嘴出口断面积，$\omega_1 = \frac{1}{4}\pi d_0^2$，$m^2$；$d_0$ 为喷嘴直径。

3. 水枪喷嘴直径 d_0　当工作压头 H_0 和喷嘴流量 Q_0 已定，则

$$d_0 = 0.553\sqrt{\frac{Q_0}{\sqrt{H_0}}}, m \tag{5-5}$$

4. 水枪射流的功率 N

$$N = 32.1 d_0^2 \sqrt{H_0^3}, kW \tag{5-6}$$

5. 水枪的射程 L_1

$$L_1 = 1.8 K H_0 \sin 2\alpha, m \tag{5-7}$$

式中　K——空气阻力系数，$K = 0.9 \sim 0.95$；

α——水枪仰角，度，当 $\alpha = 45°$时，射程最大；实际有效射程仅为最大射程的 $0.2 \sim 0.3$。

6. 水枪内部压头损失 h_1

$$h_1 = K Q_0^2, 10^4 Pa \tag{5-8}$$

式中　K——系数，我国常用水枪一般为 $80 \sim 100$，平射时较小，俯射时较大，仰射时取中间值。

喷嘴压头损失 h_2

$$h_2 = \xi \frac{v_0}{2g}, 10^4 Pa \tag{5-9}$$

式中　ξ——系数，$\xi = 0.06$。

7. 水枪射流的冲击力 P_L　射流断面上平均单位面积的冲击力随冲采距离增大而相应减少。经研究测定，可按下式进行计算：

$$P_L = \left(\frac{m}{\frac{L}{d_0} + 30}\right)^2 P_0, 0.1 MPa \tag{5-10}$$

式中　P_L——距离喷嘴 L 处射流断面上平均单位面积的冲击力，$0.1MPa$；

P_0——喷嘴出口处射流断面上平均单位面积的冲击力，$0.1MPa$，$P_0 = 0.2H_0$；

L——射流计算断面距喷嘴出口处的距离，m；

m——系数，其值随 H_0 和 L 而变化，当 $d_0 \geqslant 50mm$，$\frac{L}{d_0} \geqslant 10.7$ 时，m 值可采用 40.7。

四、水枪生产能力与数量的确定

1. 水枪的生产能力　水枪冲采土岩的生产能力，按下式计算

$$Q_T = \frac{Q_0}{q}, m^3/h \tag{5-11}$$

式中　Q_T——水枪冲采土岩的生产能力，m^3/h；

Q_0——水枪射水量，m^3/h；

g——土岩单位耗水量，m^3/m^3。

2. 水枪需用台数 M

$$M = \frac{Q_1}{Q_0}, 台 \tag{5-12}$$

式中　Q_1——按土岩生产能力计算的所需水量，$Q_1 = \frac{V_1 q}{t_1 t \eta}$，$m^3/h$

V_1——砂矿土岩生产能力，m^3/a；

t_1——年工作天数，d；

t——昼夜工作小时数，h；

η——工作时间利用系数，采场无备用砂泵时，$\eta = 0.65 \sim 0.75$，具有 50% 的备用砂泵时，$\eta = 0.75 \sim 0.85$。

水枪的备用量根据冲采作业条件可取 20 ~ 100%。

第四节　开拓和冲采方法

一、砂矿床的开拓

用水力机械化开采砂矿床，开拓工作主要是建立选矿厂和排土场与采场工作水平之间的通路，以形成水力运输和供水系统；与此同时解决排洪、设备运输及供电问题。

砂矿床的开拓方法，依其赋存条件及所用的水力运输方法，常采用以下三种。

1. 基坑开拓法　它是在矿床底板最低处，和矿床底板同标高，开掘一条具有一定规格的凹坑，在坑内修筑砂泵房和吸浆池并安装砂泵，由此向周围进行冲采（图 6-5-4）。

基坑依一次开掘深度不同，分一次开掘法和逐次开掘法。

基坑的尺寸取决于所采用的砂泵类型，以及为水枪冲采开辟必要的场地。一般取底面长 40 ~ 50m，宽 10 ~ 15m，基坑的高度按采场台阶高度。

这种开拓方法的优点是：可开采低凹矿块及残矿，回采效率高，施工时间短，投产快；缺点是：使用设备多、投资多，水电耗用多，生产成本高，而且生产可靠性差，砂泵需经常

搬迁。因此，它只适用于开拓矿床位置低于主冲矿沟，或储量较少的低凹矿块。

2. 堑沟开拓法　它是开掘一条直通矿体的明沟，为自流水力运输打开通道。堑沟的坡度应满足自流水力运输沟槽要求。沟道宽度常取 15～25m，两帮坡面角为 45°(图 6－5－5)。

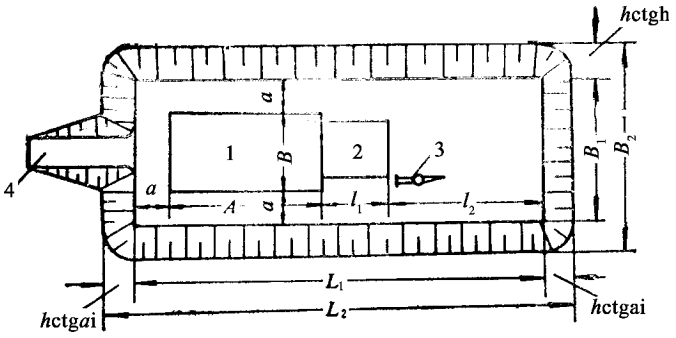


图 6－5－4　基坑参数示意图

1—砂泵房；2—吸浆池；3—水枪；4—出入沟

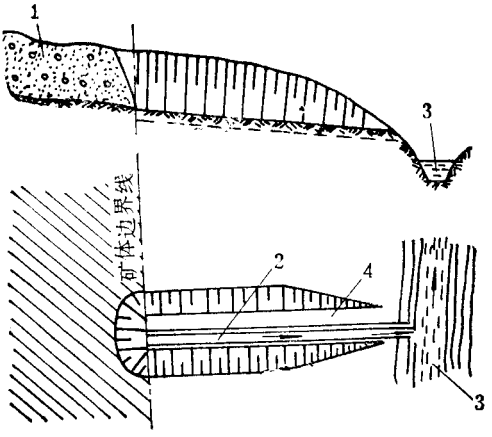


图 6－5－5　堑沟开拓示意图

1—砂矿体；2—自流水力运输沟；3—主运输沟；4—堑沟

堑沟位置尽可能选在能使一个块段的绝大部分矿量能自流进入运矿沟，同时又使掘沟工程量最小。

随着冲采工作面推进，向前延伸主运矿沟，沿主运矿沟每隔 100～200m 横开运矿支沟，继续布置冲采工作面，使之形成‘树枝状’的开拓运输系统。

这种开拓方法的优点是：施工时间短，生产可靠，投资省，成本低；缺点是砂矿低洼部分采不到，需用基坑法辅助，工作面平台坡面上残留的矿石，也需要进行二次回采。这种方法主要用在掘沟工程量不大，矿床有足够倾斜，可以实现自流运输的条件。

3. 平硐溜井开拓法　这种开拓方法的实质如图 6－5－6 所示，从采区或矿块范围外，开掘具有自流水力运输坡度的平硐通达矿体底部，再往上开溜矿井布置冲采工作面。

这种方法能扩大山坡或山间封闭式砂矿的开采，节省基建投资和生产经营费用；但平硐基建工程量大，基建时间长。适用于开拓采场对选厂标高比差较大，地形不适于使用堑沟开拓的矿床。

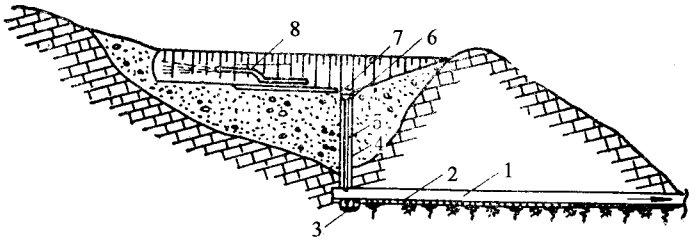


图 6－5－6　平硐溜井开拓示意图

1—平硐；2—运矿沟；3—缓冲池；4—溜矿井；

5—矿浆管；6—漏斗；7—格筛；8—水枪

二、冲采方法和工作面参数

按射流的喷射方向与冲采下来矿浆流动方向的相对关系，水力冲采方法可以分为逆向、顺向和逆顺向三种。

1. 逆向冲采法(图 6－5－7a)　将水枪安装在台阶的下平台，射流垂直冲向工作面，被冲采下来的土岩逆射流方向流入矿浆池或主运矿沟内，然后输往洗选厂。

冲采工作分两步进行。首先在台阶下部掏槽，使上部土岩体失去支撑随自重而塌落，槽宽一般为 0.3～0.4m、槽深 0.5～0.9m，槽长视槽深、台阶高度和土岩性质而定；接着冲采崩塌下来的土岩。

逆向冲采工作面参数应确定水枪距工作面的最小距离、工作面宽度及台阶高度。

(1)水枪距工作面的最小距离 L_{min}。从安全要求可按下式计算

$$L_{min} = Kh, \text{m} \tag{5-13}$$

式中　h——台阶高度，m；

K——系数，按表 6－5－5 选取，

表 6－5－5　土岩崩落的特性系数

土　岩　种　灭	K
致密的黄土及粘土	1.2

土　岩　种　灭	*K*
泥质土	1.0
砂质粘土	0.6～0.8
砂质土	0.4～0.6

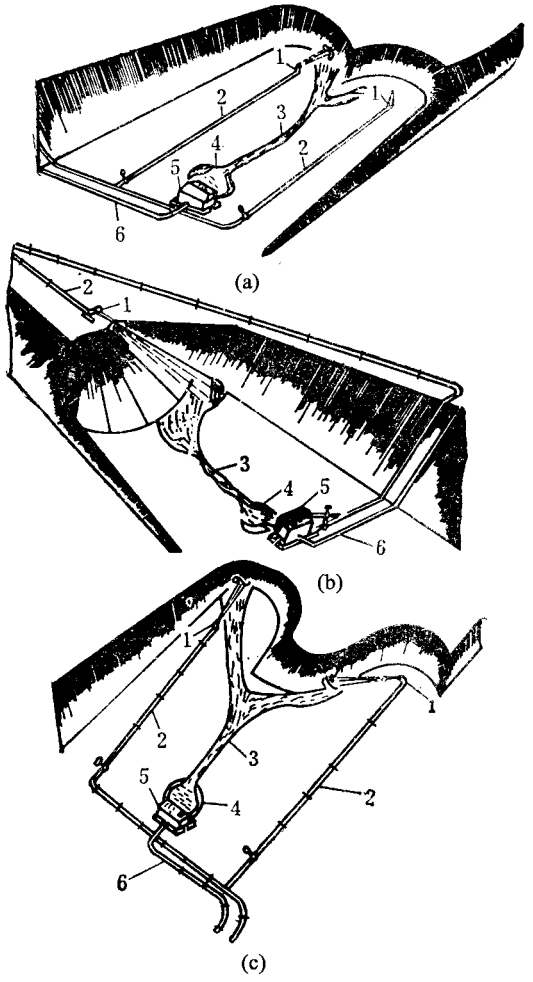


图 6－5－7　**冲采方法示意图**

(a)逆向冲采；(b)顺冲冲采；(c)逆－顺向冲采

1—水枪；2—供水管道；3—矿浆沟；4—矿浆池；

5—砂泵房；6—水力运输管道

(2)冲采工作面宽度 *A*。**致密土质为** 15～20m，**松散土质为** 20～30m，**或取水枪最大**

射程的 1 ~ 1.5 倍。

(3)台阶高度。一般取 8 ~ 15m,介于 5 ~ 20m 之间。

逆向冲采效率高,耗水量较少;但水枪不能靠近工作面,在一定程度上降低了冲采能力;同时它不能冲离大块岩石和粗粒物。

逆向冲采在生产中普遍采用,最合适是冲采矿层厚度大,土岩致密、粘性大、难冲采的,含石率不高的矿层及剥离层。

2. 顺向冲采法(图 6 - 5 - 7b)　将水枪置于台阶上平台并靠近工作面,有可能利用射流起始段或基本段的前段来提高冲采效率。顺向冲采射流方向与矿浆流运方向一致,可利用射流推赶矿浆流运和将大块冲离工作面。

顺向冲采存在的缺点是:(1)射流与土岩面斜交,致使冲击力减小,冲采效率亦将显著下降;(2)单位能耗量较大;(3)不能利用土岩自身重力崩塌,并且与逆向冲采相比少了一个台阶的压头。因此,顺向冲采仅适于冲采台阶高度小于 3 ~ 5m,土岩较松软,且含卵砾石较多的砂矿。单一的顺向冲采在实际生产中很少采用。

3. 逆 - 顺向冲采法(图 6 - 4 - 7c)　这种方法综合上两方法的优点,对提高冲采效率,改善矿浆流运条件都能发挥较好的效益。

三、土岩预先松动方法

对于Ⅲ类以上的致密性土岩,为提高冲采效率,预先往往对土岩进行松动。常用松动土岩的方法有机械松动、爆破松动和水压松动三种,但又以前两种应用较为普遍。

1. 机械松动　用推土机、索斗铲、机械铲等对土岩进行采掘和堆集,然后再用高压射流冲碎造浆,用水力输送至洗选厂或排土场。

机械松动土岩可使需要的射流工作压头大幅度下降(50 ~ 73%),单位耗水量显著下降(50 ~ 60%),耗电量降低(70 ~ 85%),矿浆浓度增大,从而使冲采和运输效率提高,总的单位成本下降。

2. 爆破松动　它是我国使用最普遍的松动方法,分小孔爆破、中孔爆破和硐室爆破三种方式。

小孔爆破多用于台阶下部辅助掏槽爆破和工作面平台底板残矿的预先松动,炮孔直径多为 32 ~ 50mm;中孔爆破用于工作平台底板残矿的爆破松动和在工作平台上部为降低台阶高度的爆破松动,所取炮孔直径为 100 ~ 120mm;硐室爆破是松动阶段的主要方法,取最小抵抗线为阶段高度的 0.6 ~ 0.85。

水压松动只适用于具有渗透性的土岩,借插管将高压水注入土岩中,使土岩水容度增大,粘结力降低,内摩擦角减小,塑性指数提高,从而达到在重力作用下塌落松散的目

的。

第五节　水力运输

水力运输是砂矿水采整个连续生产工艺中的基本环节之一，分自流水力运输、加压水力运输和加压—自流联合运输三种型式。

一、自流水力运输

在地形条件适宜时，应尽量采用自流水力运输。自流运输分为沟槽和管道两种方式。从就地取材，减少基建投资考虑，目前广泛采用的是沟槽运输，并以矩形、梯形或上半部矩形下半部梯形为其断面型式。

1. 沟道线路的选择　自流运输线路必须满足下列技术要求：

(1)保证全线各段沟槽的坡度大于砂矿流动的临界水力坡度；

(2)应使填挖方工程量最少，架空部分也最少；

(3)尽可能布成直线，线路转角一般不小于 120°，转角处最好有 100mm 的落差，以防砂石沉积阻塞，曲线半径应大于沟底宽度的 20 倍；

(4)应方便材料运输，方便施工与维修；

(5)尽可能使大部分剥离物和砂矿能自流运输，尽量少用辅助砂泵扬送；

(6)局部地段地形条件限制时，可采用自流管和倒虹管。

2. 沟槽坡度的选取　一般用的砂矿自流沟槽的最小坡度，可参考表 6－5－6 的数值选取。

表 6－5－6　冲矿沟、槽最小坡度

被运输的土岩名称	沟、槽材料		
	木质溜槽	混凝土沟	土沟
黄土、细粘土、淤泥	0.008～0.015	—	0.015～0.02
含 15%以下细砂的粘土	0.01～0.020	0.015～0.025	0.02～0.03
细粒砂和砂壤土	0.015～0.025	0.025～0.030	0.03～0.04
中粒砂	0.025～0.035	0.03～0.035	0.04～0.07
粗粒砂	0.03～0.06	0.035～0.050	0.06～0.08
卵石、砾石	0.06～0.100	0.05～0.100	0.03～0.12

3. 沟槽衬砌材料的选取　常用的衬砌材料有石灰岩、花岗岩，耐磨铸铁和辉绿岩铸

石，其次是高强度混凝土和铁屑混凝土等。选取衬砌材料的主要条件是耐磨、坚固、阻力小、造价低。石灰岩可就地取材、造价低，但耐磨性差，粗糙系数大；辉绿岩耐磨性最好，粗糙系数最小，但性脆易碎安装困难。

有关自流水力运输的水力计算，可参考有关资料。

二、加压水力运输

加压水力运输是借砂泵造成的压力输送砂矿浆。水采使用的砂泵一般均采用吸入式；若采用串联作业时，中间升压泵可采用注入式。砂泵一般不采用并联作业。

加压运输管道采用铸铁管或钢管。铸铁管使用直径为 75 ~ 800mm、壁厚为 9 ~ 18mm 的普压管；这种管重量大，移动不便，多用于固定管线，采场内很少使用。钢管作干线用管壁厚度一般取 8 ~ 14mm，工作面使用管壁厚度为 3 ~ 5mm。

加压水力运输的水力计算及砂泵选算，基本上和充填料的输送相同，故此处不再重复。

第六节　水力排土场

排弃水力剥离的表土或堆置选矿厂尾矿的地方，统称为水力排土场。对水力开采的矿山，建立水力排土场问题也至关重要，它应充分考虑以下几点：

1. 尾矿必须妥善堆置，有待以后综合回收利用；

2. 泥浆或尾矿中所含大量污水需作妥善处理，以防污染水系和影响毗邻地区经济发展；

3. 对水源较缺的矿山，应合理组织排土场的澄清水使能循环利用。

在选择排土场的场地时，必须遵循以下原则：

1. 充分利用地形，如选择谷口窄、库容大、地质构造好、有较厚的积土、无断层和溶洞的山谷地段，使堤坝工程量最小；

2. 尽可能靠近采场，使输送泥浆的沟槽最短经营费最少；

3. 避免在村庄、工厂上方设置水力排土场，以防万一塌坝；

4. 尽可能不占或少占农田，要有利于覆土造田；

5. 有利于回水循环，有利于污水排放。

水力排土场的容积 V 通常按下式计算：

$$V = KV_1 + V_2, \text{m}^3 \tag{5-14}$$

式中　V_1——应向排土场排弃的土岩体积(实方),m^3；

V_2——所需的澄清池的容积,等于 5～6 天中灌入排土场的泥浆量,m^3；

K——土岩的体积膨胀系数,砂及砂土为 1.0～1.15,粘土为 1.2～2.0。

排土场的最小容积应能容纳选厂五年左右的尾矿量。若排运距离大,扬升高度高时,排土场容积应满足十年以上的生产要求。

一、水力排土场的排灌方法

泥浆从管道或自流沟槽排出后,在排土场表面扩散流动,其速度急剧下降。排浆管出口附近沉淀的颗粒较大,离管口越远颗粒越小,形成土岩的颗粒分级和不同的排灌坡面。通常在排浆管出口处坡面较陡,距出口愈远,排灌面愈缓,如图 6－5－8 所示。

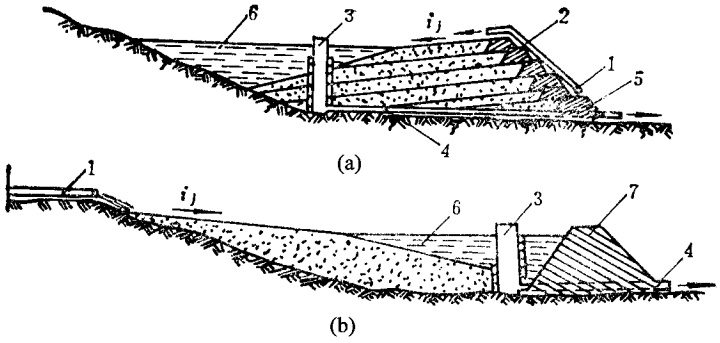


图 6－5－8　向排土场排灌泥浆(或尾矿浆)示意图

(a)自坝面排灌；(b)自斜坡面上部排灌

1—输浆管；2—排灌管；3—泄水井；4—底部泄水管；

5—初期坝；6—澄清水池；7—挡水坝

水力排土场常用的排灌方法有两种：

1. 端部排灌　它是从泥浆管端部排放的排灌方法,随土岩的逐层堆积,泥浆管逐渐加接。

这种方法适宜于建在山谷地区的排土场(图 6－5－8)。先在该地区的下方建筑一道土坝,形成具有一定容积的排土场。然后将泥浆管铺设在栈桥上或直接铺在地面,从端部进行排灌,每排一层厚度为 35～50cm,接着延接管道。管道采用快速接头(图 6－5－9),有条件时采用履带走行式吊车架接(图 6－5－10)。

端部排灌的优点在于泥浆管在一个排灌位置上能排大量土岩,整个排土场所需管道少,架设栈桥工程量少,日常所需的操作人员少,唯一缺点是需从外部取土修筑挡土坝。

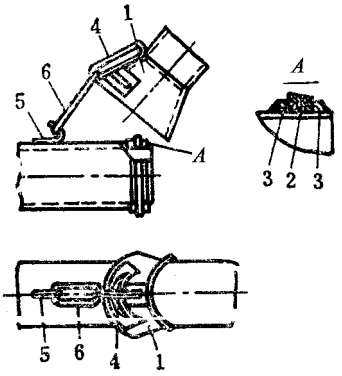


图 6－5－9　排浆管的快速接头

1—锥形管；2—胶皮圈；3—钢圈；4—把手；5—钩；6—环

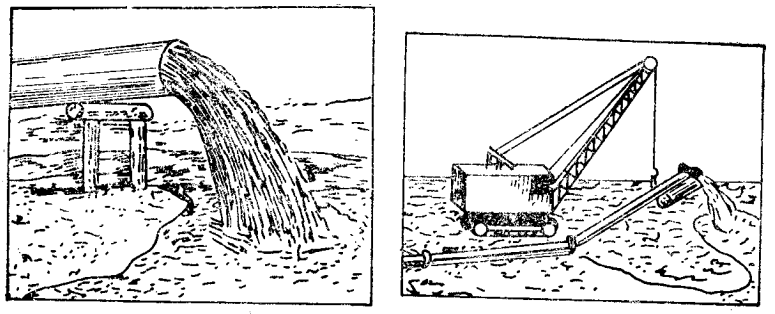


图 6－5－10　端部排灌时排浆管铺设及加接示意图

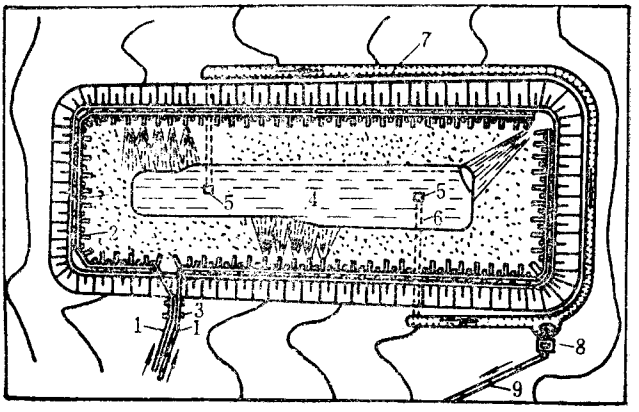


图 6－5－11　环状(周边)排灌示意图

1—输浆管；2—泄浆短管；3—栈桥；4—澄清水池；

5—溢水井；6—泄水管；7—回水沟；8—水泵站；9—供水管

2. 环状排灌　如图 6－5－11 所示，它是从设在排土场周边上的排浆管中排放的。输浆管沿排土场土坝周边铺设，并用支托栈桥将输浆管托起一定高度。输浆管接有一系列泄浆短管，泥浆依次由数个相邻的泄浆短管排放。泄浆点可沿土坝逐渐移动。泄浆短管通常也铺在土坝坡面上，随着排灌的进行，挖取土坝附近沉积的土岩来加高坝体。

环状排灌的优点是能利用排灌后的土岩来加高坝体；一旦在某分段上排灌时发生故障，不影响其它分段继续排灌，可以保持排浆工作的连续性。但缺点是排浆管路很长，需要设置较多的栈桥，且管理复杂。

二、澄清池及澄清水的排出

砂矿开采中通常采用连续作用的澄清池。它由排灌下游侧的挡水坝围成，坝内设有溢水井，溢水通过泄水管流出池外，如图 6－5－12。当泥浆从排浆管中排出后，粗粒和中粒陆续在管口附近沉淀，细颗粒则在流向溢水井途中随流速降低而沉降下来。澄清水从溢水井上口排出，排灌和澄清工作是连续进行的。

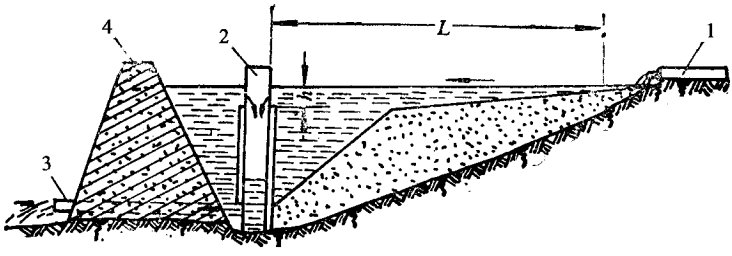


图 6－5－12　连续澄清池示意图

1—排浆管；2—溢水井；3—泄水管；4—挡水坝

为了保证澄清水的质量，自排土场排灌侧水边线到溢水井的距离 L，应根据允许含有的最小颗粒尺寸来决定。实际生产中 L 值变动在 100～350m 之间，我国云锡公司控制 $L>150$m。

澄清后溢水层的厚度 h 由溢水井上口的壁板来调节。该厚度一般为 10～12cm。当澄清池的宽度超过一个溢水井的“活跃区”几倍时，则需设置几个溢水井，以使细粒土岩均匀地沉在池底。

图 6－5－13 为一混凝土底座木结构溢水井示意图。在排灌泥浆的初期，井壁上钉 3～4 层木板。随后根据细粒土岩在井边的淤积情况，逐渐向上加钉木板，以增高井壁。这种溢水井的高度不宜大于 10～20m。溢水井距离挡水坝应不小于 5～10m。

图 6－5－14 为混凝土结构的溢水井示意图。

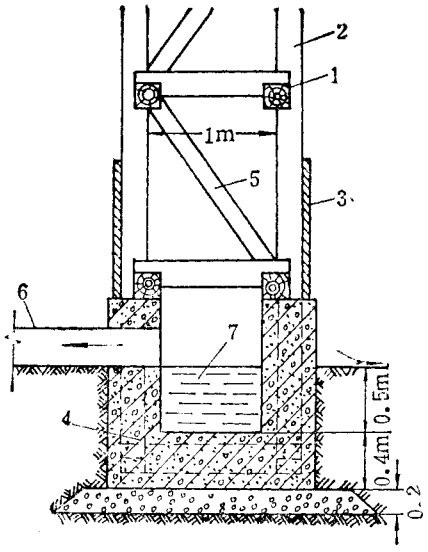


图 6－5－13　木结构溢水井示意图

1—井梁；2—立柱；3—可卸木板；4—混凝土井座；5—斜撑木；6—泄水管；7—水垫

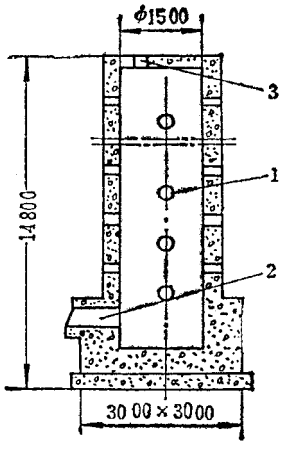


图 6－5－14　混凝土结构溢水井示意图

1—进水孔 φ350；2—泄水管∑φ1200；3—人员上下孔 φ750

图 6－5－14 为混凝土结构的溢水井示意图。

溢水井流量的计算。当采用木结构壁面溢流时，流量按下式计算。

$$Q = mbh\sqrt{2gh}\ ,\mathrm{m^3/S} \tag{5-15}$$

式中　b——溢水井的进水宽度，m；

h——溢水层厚度，$h = 0.1 \sim 0.5$m；

m——流量系数，$m = 0.3 \sim 0.55$；

g——重力加速度，$g = 9.81$，m/s^2。

当采用孔口溢流时，流量按下式计算。

$$Q = \mu F \sqrt{2gh}, m^3/S \tag{5-16}$$

式中　μ——孔口流量系数，对圆形孔，$\mu \approx 0.64$；

F——孔口的断面积，m^2；

h——溢水井外面水面高出孔口中心线的高度，m。

泄水管流量的计算：

$$Q = \mu_0 W \sqrt{2gH}, m^3/s \tag{5-17}$$

式中　μ_0——直接排入大气的流量系数；

$$\mu_0 = \frac{1}{\sqrt{1 + \lambda_0 \frac{L}{D}}} \tag{5-18}$$

D——泄水管直径，m；

L——泄水管长度，m；

W——泄水管的断面积，m^2；

H——超过管轴心的水头，10^4 Pa；

λ_0——水的摩擦阻力系数，可参照表 6-5-7 选取。

表 6-5-7　钢管水流摩擦阻力系数 λ_0 值

管道状况	管　径(mm)				
	200	250	300	400	500
新　钢　管	0.0258	0.0239	0.0225	0.0205	0.019
磨损积污垢的钢管	0.0333	0.0309	0.0291	0.0264	0.024