

第二篇

现代矿山爆破与井 巷掘进新技术

第一章 现代矿山露天爆破新技术

第一节 边坡开挖预裂爆破

合理有效的边坡控制爆破设计 ,能够以最小的成本实现边坡的安全、稳定。通常 ,影响边坡稳定的因素包括 :工程地质条件、边坡设计和使用特性、边坡开掘方法等。在国外 ,靠近边坡部位的爆破作业 ,与我国一样限制很严。边坡控制爆破设计一般有四种方法 ,即预裂爆破 ,缓冲爆破 ,减振孔 ,密集空孔爆破法。这四种设计方法可单独采用或联合采用。对于要求特别高的边坡 ,也采用小孔径小台阶逐层开挖的方法。

在国外 ,预裂爆破和缓冲爆破是控制边坡稳定最常用的方法 ,临时性的边坡 ,有的只进行缓冲爆破。例如 ,在加拿大 25 个大中型露天矿中 ,1/2 采用预裂爆破 ,1/3 采用缓冲爆破。表 2 - 1 - 1 列出了四个国家矿山边坡控制的爆破方法。

表 2 - 1 - 1 国外矿山邻帮控制爆破方法

国 别	矿山企业	孔径 /mm	钻机型号	钻孔倾角	爆破方法	备 注
美 国	共和铁矿	250.8	GD - 120	垂 直	缓冲爆破	上盘和下盘南部
		127		垂 直	预裂爆破	下盘中央部位
	绅尔登铁矿	114		垂 直	预裂爆破	
加拿大	派谱铁矿	102	IRAitruck	倾 斜	预裂爆破	
	西来尔卡敏铜矿	251	B - E60R	垂 直	缓冲爆破	亦称修正爆破
	巴拜露天矿	105		倾 斜	预裂爆破	主要方法
		269	CBW - 250	垂 直	缓冲爆破	

国 别	矿山企业	孔径 /mm	钻机型号	钻孔倾角	爆破方法	备 注
前苏联	阿达巴仕	105		垂 直	预裂爆破	孔距 $a = 3.5\text{m}$ 装药密度 $\rho = 8\text{kg/m}$
	花岗岩矿	215.9		垂 直	预裂爆破	
	马林露天矿	215.9		垂 直	预裂爆破	$a = 3.5\text{m}$ $\rho = 8\text{kg/m}$
澳大利亚	戈滋维西铁矿	310	B - E60R	垂 直	缓冲爆破	
	汤姆·普赖斯铁矿	310	B - E60R	垂 直	缓冲爆破	
		380	B - E60R	垂 直	缓冲爆破	

边坡预裂控制爆破技术的发展 ,有下列一些新的趋势：

- 1. 采用超深预裂孔；
- 2. 新的装药结构；
- 3. 针对不同边坡地质条件 ,选取适宜的预裂爆破参数。

一、超深预裂孔

露天矿开采中 ,为提高最终边坡的安全稳定性 ,国外发展并普遍采用了超深预裂爆破技术。在哈萨克斯坦萨尔拜露天矿 ,设计台阶高度 20m。在临近最终边帮时 ,采取两个台阶合并为一段 ,段高 40m ,最后一排预裂孔采用 CBⅢ - 250 型牙轮钻 ,钻 $60^{\circ} \sim 70^{\circ}$ 斜孔 ,孔深约 50m ,其中超深 3 ~ 4m。预裂孔间距 2 ~ 3m ,如图 2 - 1 - 1 ,采用粒状硝铵长药卷 ,直径 90 ~ 100mm ,填塞高度 1.5 ~ 2.0m ,用导爆索与 2 个 400gTNT 起爆药柱起爆 ,起爆顺序为预裂孔先爆 ,后爆邻帮生产炮孔 ,预裂爆破效果极好 ,在已形成的 300m 固定边帮上 ,坡面平整光滑 ,可见到半壁孔。

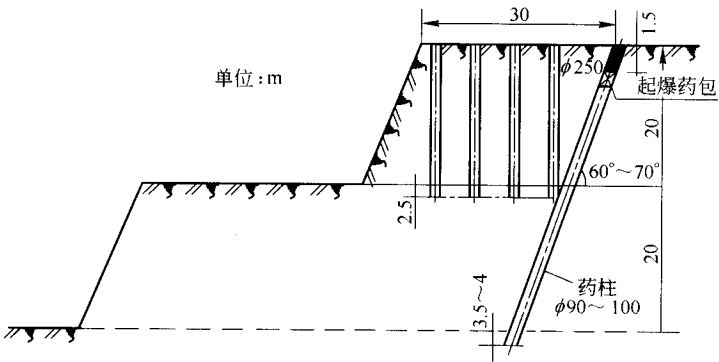


图 2 - 1 - 1 萨尔拜露天矿并段爆破图

俄罗斯盖斯克矿台阶高度 15m ,孔径 $\phi 216$,炮孔倾角 70° ,斜孔全长 36 ~ 38m ,采用铵油炸药加导爆索起爆。

美国 San Juan 煤矿台阶高度 12m ,孔径 $\phi 270\text{mm}$,钻凿倾斜深孔 ,孔深 30m ,倾角 75°。

二、新的预裂爆破装药结构

预裂爆破通常采用径向不耦合或轴向不耦合装药结构 ,但在具体生产作业中 ,采用何种方法来实现这种不耦合装药 ,一直是困扰着爆破工作者的难题。最近国外出现了一种新的气囊式空气间隔装药技术。

澳大利亚戈兹维西铁矿和哈默斯利铁矿有限公司汤姆·普赖斯铁矿 ,采用膨胀橡胶球作为空气间隔材料 ,它是由壁厚 3 ~ 4mm 的聚苯乙烯橡胶制成的球囊 ,装入孔内一定深度后 ,用混装车上的气泵充气 ,膨胀后的橡胶球利用摩擦力支撑在孔壁上。在此基础上 ,澳大利亚 PTY 炸药公司于 1987 年取得了制售自充气的 Stemlock 气囊袋专利 ,现已售给澳大利亚各大矿山千余只气囊袋。据称 ,使用这种气囊袋 ,可减少炸药用量 15% ~ 40% ,改进后的气囊袋用多层双金属挤压尼龙薄膜制成 ,袋内置有内含可膨胀气体的小瓶 ,当按压瓶顶之按钮后 ,瓶内压缩空气即释放入袋内使之胀起 ,其时间包括从地面用绳子将袋子放至孔内及挤紧孔壁所需时间最多达 2min ,使用较为方便 ,可膨胀气体可以是醋酸和碳酸钠 ,二者混合后产生充气气体。

哈萨克斯坦的萨尔拜露天矿固定边帮的台阶高度达 40m ,预裂孔的长药卷是用专门的包装机加工的。该包装机由漏斗、缝袋机和塑料袋卷筒组成 ,炸药卷直径与长度可根据需要加工 ,药卷直径为 $\phi 90 \sim 100\text{mm}$,线装药量为 3 ~ 3.5kg/m ,一次加工成 200m 长 ,绕在卷筒上 ,再用平板车送到现场装入炮孔内 ,加工和装药均比较简单 ,且质量有保证。

在美国西部某煤矿进行的大孔径预裂爆破装药结构的改进 ,炮孔直径 $\phi 270\text{mm}$,孔间距 $b = 3.66 \sim 3.81\text{m}$,预裂孔内用内径为 $\phi 127\text{mm}$ 的硬纸管进行不耦合装药 ,间隔器采用自充气 Stemlock 气囊袋。

三、大直径预裂爆破技术

预裂爆破的作用是在预裂孔连线方向上形成一条连续预裂面 ,同时避免孔壁径向裂纹在边坡岩体中的过度延伸。由于边坡坡面的稳定取决于预裂面的质量 ,因此必须最大限度地减少爆破对边坡岩体的破坏。这一要求也意味着预裂爆破在限制岩体破坏的同时 ,还必须保证在预裂孔之间形成一连续预裂面。

就预裂爆破设计而言 ,曾提出过多种设计模型和一些简化的计算公式。但这些模型和公式 ,尚未对炸药爆炸作用过程的复杂性和动态特性进行充分考虑。

一般炮孔内炸药的爆轰压力会大大超过岩石的动态抗压和抗拉强度。因此 ,为避免

孔壁岩石的破坏和邻近区域内径向裂隙的过度延伸,必须降低炸药爆轰作用于孔壁的压力。工程实践中常用的途径有两个:一是减小炸药密度;二是采用炮孔不耦合装药结构。不耦合装药技术在小孔径(一般 $\phi < 130\text{mm}$)条件下的应用相当普遍,它作为预裂爆破的一种有效技术手段已被人们所接受。

1. 超低密度炸药预裂爆破技术

根据 ICI 理想爆轰模型,降低炸药密度不仅可以降低爆速,同时也会导致爆轰压力峰值的减小。

在实际的非理想爆轰条件下,虽然炸药的爆速和爆轰压力会低于理论计算值,但它们随着炸药密度减小而降低的规律是相同的。

在预裂爆破中减小炸药密度的另一优点是,在装药量一定时能够延长装药长度。显然,长药柱将比使用高密度炸药时的短药柱更有利于改善炸药沿炮孔长度方向的分布状态。

有关研究人员曾经在大孔径预裂爆破中成功地使用过低密度炸药。他们使用的炸药密度为 0.5g/cm^3 的水胶炸药,预裂炮孔直径为 $\phi 270\text{mm}$,同时与散装铵油炸药和重铵油炸药进行对比试验。结果表明,采用低密度炸药,超挖量相对减少,半壁孔率也相对提高。

就预裂爆破而言,人们大多认为混合型炸药的低密度特性对避免岩体受到过度破坏、保证获得良好的预裂爆破效果,具有十分重要的实际意义。采用已有的专门技术,这种炸药的密度可降低到 0.2g/cm^3 ,并保证炸药具有良好的流散性能,而炸药组分不会发生分解。

为了确定炸药的使用性能,在现场进行工业试验之前,首先必须对炸药在无约束和不同药包直径条件下的爆速和最低起爆能进行测试,以保证这种低密度炸药完全能够满足大规模预裂爆破的要求。

现场应用试验是在位于澳大利亚新南威尔士州猎人谷的一大型露天煤矿进行的。预裂炮孔直径为 $\phi 311\text{mm}$,孔距 4m 。一般情况下,每个炮孔使用 2 个药包,炸药以乳化炸药为主要成分。单个药包重量为 100kg ,其中一个药包位于炮孔底部,另一个药包置于炮孔中部。孔深在 $39 \sim 46\text{m}$ 之间。炸药起爆采用线装药密度为 5g/m 的导爆索,同时每个药包使用一个 400g 的起爆弹。起爆时每 10 个炮孔为 1 组。为了降低爆破震动,每组间微差间隔时间为 5ms 。试验共进行了 19 个炮孔,加上采用常规装药结构的预裂炮孔,共计有 100 个预裂炮孔。在 11 个试验炮孔的底部,都使用了 200kg 的超低密度炸药药包,而在其余 8 个试验炮孔中,则采用了 2 个各 100kg 超低密度炸药药包。试验炮孔的药包总长度大约为 13m ,而使用常规炸药的其余炮孔的装药长度稍大于 2m 。除了 3 个用于

测量孔内爆速的炮孔外 ,各个炮孔均采用 400g 的起爆弹起爆。用于测量爆速的炮孔采用导爆管引爆 ,并采用连续计时装置测定爆速。

试验结果 ,各炮孔孔口部位的预裂缝十分明显 ,而在试验炮孔更加突出 ,同时没有产生明显的径向裂隙。随后对爆堆进行挖掘 ,预裂爆破形成的坡面完全暴露 ,通过对预裂坡面进行垂直拍照、对比分析 ,试验区段半壁孔率几乎比相邻的其他区段高出 1 倍。表 2 - 1 - 2 所列对比计算结果。

表 2 - 1 - 2 半壁孔照片分析计算结果

区段特性	炮孔抽样个数	可见半壁孔总长度/m	抽样炮孔总长度/m	半壁孔率/%
常规装药 预裂爆破	18	305	968	32
超低密度炸药 预裂爆破试验	18	526	846	62

2. 大直径预裂爆破技术

径向不耦合装药为爆轰产物的膨胀提供一个环形空间 ,从而可降低作用于孔壁的压力。这种作用减少了孔内炸药的空间密度 ,炸药在无约束状态下爆轰 ,因而不利于理想爆轰的形成 ,这必然导致爆速和爆轰压力的下降。

不耦合装药多用于小直径预裂爆破工程中。一般情况下 ,小药卷由置于其内部或外部的导爆索起爆 ,炸药的连续侧向起爆 ,从而可避免因管道效应而可能造成的传爆不稳定甚至拒爆的现象。而在大直径深预裂孔中使用大直径药包 ,由于药包过重 ,在搬运、装填以及存储等方面都存在困难 ,因而难以实施。

对大孔径、超深的有水炮孔 ,专门设计制作一种专用药包。为了避免上述问题 ,使用的炸药为散装 ,并在使用前将药包装入一容器内。在使用时 ,这种药包由一固定在装药车上的绞车送入孔内。在有水炮孔中使用这种药包 ,也是为了避免因管道效应可能造成的问题。

药包由一直径 $\phi 150\text{mm}$ 、长 6m 的塑料管构成 ,其一端封闭 ,包括一个 900g 的起爆弹。起爆时采用瞬发导爆管雷管引爆。所选用的炸药是一种专门制作的能够承受较高静水压力的乳化炸药。这种炸药由炸药车直接泵入已用绳索悬吊于孔内的塑料管 ,从而制成药包。每个药包可容纳密度为 $1.2\text{g}/\text{cm}^3$ 的乳化炸药 120kg ,当装药完毕时 ,即可用绞车将药包缓慢送入孔底。

最初的现场试验是在孔径 $\phi 270\text{mm}$ 的预裂炮孔中进行的 ,每个炮孔使用 6 个药包。炮孔垂直偏角 20° ,孔深 36 ~ 46m ,孔口不填塞。孔内塑料导爆管由地表导爆索引爆。采用这些方法 ,药包的装填与下放既实用又安全。从起爆后孔口水喷现象判断 ,所有的炮

孔起爆正常,从一个药包中测得的爆速为 5840m/s 。

上述方法在澳大利亚昆士兰州鲍恩盆地的一个大型露天煤矿的一次大规模预裂爆破工程中进行。此次预裂爆破的目的是形成一个高 $65\sim 75\text{m}$ 的边坡,炮孔的深度远远大于常规的预裂爆破。此外,在设计预裂区的南部,地下水流速大,孔内水深达 60m 。

在如此高的边坡进行预裂爆破,要获得良好的预裂效果,最大限度地保护边岩体的稳定性,是十分重要的。在爆区南部沿走向 45m 范围内和边坡主体南部 60m 范围内,采用不耦合装药结构。其中大多数炮孔在底部使用一个 120kg 的药包,同时在距孔口 25m 处悬吊一个 100kg 的药包。所有药包都使用 900g 起爆弹起爆,起爆弹则由瞬发导爆管雷管引爆。导爆管的长度相同,可保证它们能够同时起爆。在这些炮孔中,导爆管实际长度的设计原则是保证上部药包滞后于底部药包 10ms 起爆。在地表采用导爆索引爆孔内导爆管,孔口无填塞。其余炮孔均采用常规装药方式,各炮孔在孔底使用一高 150kg 的乳化炸药药包,在上部使用一个 90kg 的重铵油药包。所有这些药包采用 400g 起爆弹起爆,起爆弹则由导爆索引爆,孔口无填塞。

摄像结果显示,这次预裂爆破的所有炮孔均安全起爆。孔内监测,不耦合装药炮孔内炸药平均爆速为 5800m/s 。在预裂孔前方爆堆挖掘完毕,预裂爆破形成的坡面完全暴露出来。现场拍照的结果表明,尽管整体效果给人的印象深刻,但使用不耦合装药的南区 150m 范围内明显地更为平整。

大孔径预裂爆破的现场试验表明,低密度炸药和不耦合装药在预裂爆破中具有潜在的优势,采用这两种方法,可进一步提高矿岩边坡的稳定性:

与常规预裂爆破方法相比,使用超低密度炸药,半孔率可提高近 1 倍;

在大直径炮孔中采用散装炸药的不耦合装药方法,所获得的边坡坡面较之常规装药方法更为平整。

四、不耦合装药预裂爆破

在公路路堑开挖中,不耦合装药预裂爆破是最常用的控制爆破方法。这种预裂爆破方法需要沿最终开挖边界钻凿一排密集炮孔,然后进行不耦合装药爆破。不耦合装药显著减少了药柱与孔壁的接触,最大限度减少了爆破对孔壁周围岩石的破碎,同时部分冲击波能量作用于相邻孔壁岩石,使其处于受拉状态,产生一条明显的预裂缝。

钻孔精度是影响边坡预裂爆破效果的一个重要因素。国外公路工程中钻凿预裂孔常用 $\phi 60\sim 90\text{mm}$ 直径的钻头。通常,钻头越小、钻杆越轻,则随着孔深的加大,钻孔偏斜的可能性越大。现场施工时,钻机一般装有电子辅助设备,协助钻机快速、正确定位。此外,炸药公司还提供三维测量服务,对钻孔精度作出估计。

目前,不耦合装药预裂爆破炸药主要有 3 种类型。其中使用最广泛的是卷装硝铵炸药和乳化炸药。药卷装入炮孔时与连接器连接在一起,连续塑料薄膜包装的水胶炸药和乳化炸药,其上一一般装有导爆索。

在进行多台阶爆破时,各排预裂孔不应有超钻。如果预裂孔钻凿到下个台阶基准面以下,将对下部台阶的顶部岩层造成损坏。

预裂孔可以在生产爆破之前起爆,也可以与生产爆破同时起爆。如果同时起爆,通常离预裂孔最近的炮孔爆破延迟时间在 100ms 左右。理论分析表明,整排预裂孔同时起爆,能够取得理想的预裂效果。实际操作时,一般将每个孔引出的导爆索连接到主导爆索,或将整排预裂孔分成几组,各组之间延迟间隔 8ms 以上,一次起爆。

沿开挖边界预裂形成的连续裂缝,为后续的生产爆破提供了一个阻隔弱面。这条裂缝将“阻隔”主炮孔爆破产生的爆轰气体对边坡岩体的破坏。同时,相关的研究表明,这条预裂缝对冲击波的减弱作用有限。如果最后一排主炮孔离预裂面太近,就可能损坏或破坏预裂面。相反,如果最后一排炮孔离预裂孔太远,可能在它们之间留下岩坎。一般预裂孔与生产炮孔之间的最佳距离为最小抵抗线的 0.3~0.5 倍。

预裂爆破的质量常常根据最终边坡面上的半孔率来确定,但边坡的平整度还受到地质条件的控制。最终边坡的稳定性取决于岩体的强度特性、水文地质条件、设计边坡潜在塌落体的几何形状以及预裂爆破质量等因素。

五、空气间隔装药预裂爆破

空气间隔装药一般由雷管、高爆炸药包、孔底小药包和空气间隙组成。空气间隙是在炮孔内放置一个可膨胀的塞子形成,以便使填塞柱保持一定高度。填塞柱使空气冲击波降低到最小,同时密封炮孔,以便产生一个密闭腔,有利于爆炸冲击波和爆生气体的作用。药柱起爆时,高压气体向空气柱内膨胀,同时使相邻孔间岩石受压,沿岩体边坡产生预裂缝。

是否采用空气间隔装药预裂技术,地质条件是个关键因素。当岩体整体好、抗压强度高,空气间隔装药预裂爆破可以取得良好的效果。当岩体抗压强度低、节理裂隙发育时,预裂爆破不宜采用空气间隔装药。

与不耦合装药预裂爆破相比,空气间隔装药预裂爆破能够大大降低成本。其主要原因主要是可以使用成本较低的炸药,同时装药作业时间减少。在稳固岩石中进行空气间隔装药预裂爆破,可以采用比传统不耦合装药预裂爆破稍大的孔间距,从而可以节省凿岩费用。

六、预裂爆破设计

在国外采石场和小型露天矿爆破 ,预裂炮孔的直径一般在 $\phi 76 \sim 102\text{mm}$ 之间 ,在大型露天矿 ,预裂炮孔直径达 300mm 。

预裂爆破的效果很大程度上依赖于炮孔的钻孔精度。为减少钻孔偏差 ,一般将直径在 $\phi 76 \sim 89\text{mm}$ 的钻孔长度设计限制在 15m 左右。

大直径炮孔的一个主要优点是钻孔偏差减小 ,可为数个台阶进行一次预裂爆破。随着孔径的增大 ,预裂炮孔的孔间距通常也随之增大。表 2-1-3 列出了预裂爆破设计参考值。

表 2-1-3 普通强度岩石预裂爆破设计参数

孔 径/mm	炸药单耗/kg·m ⁻¹	孔 距/m	孔 距/mm	炸药单耗/kg·m ⁻¹	孔 距/m
76	0.5	0.9	152	1.4	2
89	0.7	1.2	200	3.3	2.6
102	0.8	1.3	251	5.3	3.3
114	1.1	1.4	270	6.1	3.6
127	1.3	1.5	311	7.8	4

在普通岩石条件下 ,预裂爆破装药量随炮孔直径的增大而增大 ,如表 2-1-3。最佳装药量随矿岩的性质而变化。松软或裂隙致密的岩石需要减少药量和孔距 ,具有较高强度的完整岩石可能需要装药量大些。

在松散地层 ,炮孔上部的每延米装药量需要减少 50% 或更多 ,以便最大程度地减少坡顶线周围的后冲。

在澳大利亚 ,采石场和露天金矿使用的预裂炮孔直径为 $\phi 76 \sim 102\text{mm}$ 。预裂爆破的装药和起爆用 Powershear 炸药和 10g/m 导爆索 ,Powershear 炸药是一种连续的小直径卷状炸药。

在中国香港地区 ,预裂炮孔的直径一般在 $\phi 50 \sim 76\text{mm}$,炮孔间距不大于孔径的 10 倍 即 $500 \sim 750\text{mm}$,钻孔的偏差不大于孔深的 1.5% ,最终岩面上的半孔率不应小于 80%。预裂爆破所用的炸药近年来常采用两条 40g/m 装药量的导爆索(当岩性较差时用一条 40g/m 和一条 11g/m)作为线装药 ,孔底绑一条 $\phi 50\text{mm} \times 400\text{mm}$ (或 $\phi 32\text{mm} \times 400\text{mm}$)的炸药。两条导爆索往上距孔口 2.5m 的堵塞段只有一条出孔口时 ,地表用一条 5g/m 或 8g/m 的导爆索串联在一起用雷管起爆。采用一条高药量导爆索不仅减少了装药工作量 ,而且由于药量沿孔深分布均匀 ,爆破效果好。

预裂炮孔装药长度通常至离孔口约 8 倍孔径以下 ,在裂隙致密的岩石中 ,孔口不装

药长度为孔径的 15 倍以上。对于 $\phi 200\text{mm}$ 及以上的大直径预裂孔,没有特制的炸药,最通常的方法是在孔底和孔中将空气间隔器同散装的乳化油炸药或铵油炸药联合使用,有时采用将大直径药包按一定间隔放置在孔中并用导爆索连接。

对充满水的预裂孔,来自不耦合装药的炸药爆炸能量可被水有效地传递到周围岩石中。在完整性较好的岩体中,不会形成多少新的裂隙,因而可以得到满意的预裂爆破效果,但对节理裂隙发育的岩石,充满水的预裂孔爆破将产生较大的破坏和疏松,对此,爆破设计时必须予以充分重视。

预裂爆破的起爆,将所有预裂孔中的导爆索连接到一根主导爆索上,以确保预裂装药的同时起爆。同时起爆在地面震动很可能引起过爆或惊扰居民的地方,可采用成组炮孔延时。

如果最小抵抗线小于 150 倍的预裂炮孔直径,预裂孔的起爆应与毗邻的主炮孔一起起爆。如果最小抵抗线较大或在坚固岩石中爆破,预裂爆破在邻近最终边帮爆破之前提前起爆,一般可获得较理想的预裂效果。

第二节 光面爆破技术

为了提高光面爆破效果,降低爆破对预留保护岩层的损伤,在许多工程中采用了沿炮孔轴向和孔底径向刻槽控制爆破技术。采用刻槽爆破技术(包括炮孔轴向和孔底径向)的基本目的:

1. 控制裂纹扩展方向;
2. 降低炮孔压力到合适的程度,利于裂纹的生长。

在饰面材料开采中,炮孔轴向刻槽爆破技术的应用已有很长的历史,在隧道掘进中,在不改变炮孔间距和装药量的条件下,采用炮孔轴向刻槽爆破技术,半孔率从 30% 提高到 40%,超爆率从 15% 降低到 11%。采用延期电雷管同时起爆没有刻槽的周边炮孔,理论上可以产生相同的爆破效果,但在实际应用中不甚理想。

刻槽光面爆破技术在日本也得到了应用。沿炮孔轴向刻槽,爆破效果可以达到预期目的,而采用孔底刻槽技术,仅通过采用低爆速炸药获得部分成功。

为减少爆破对路堑边帮的破坏,降低后期边坡维护费用,需要开发一项利用有刻槽炮孔进行光面爆破的技术,为此 Finn Ouchterlony 等在一个花岗岩采石场进行了 5 排刻槽孔光面爆破试验,每排 8~13 个孔,孔径 $\phi 64\text{mm}$,孔深 2~3m。多数炮孔底部径向开

槽 这些槽是用含磨蚀料的高压水射流切成。每一次爆破时都对炮眼组进行测量和拍照 ,并对残留半孔壁上的裂纹进行检测 ,用于分析爆破对围岩破碎情况以及围岩内裂隙的发展规律刻槽爆破技术不用超钻 ,使用的布孔参数为 :最小抵抗线 1.0m ,孔间距 0.8m ,底槽 75cm 深 ,用直径 $\phi 22\text{mm}$ 的药卷实行不耦合连续装药 ,起爆药包 50g ,不用孔底集中装药。使用电子可编程延时雷管(EPD)实现齐发爆破 ,破碎效果很好 ,开挖表面非常平整 ,残留半孔未受破坏 ,沿坡脚线形成了连续的断裂面 ,有助于孔底以下形成一个未受破坏的鼻状体。连续断裂面阻断了上部炮孔连续装药诱发的裂纹 ,使鼻状体免受开裂影响。

在公路石方路堑控制爆破试验中 ,采用孔底径向刻槽、同时起爆单排周边炮孔技术取代传统的超钻、孔底装药爆破方法 ,能够形成更稳定、平整、光滑的路堑边坡 ,预留边坡岩层的破坏也能得到有效的控制 ,如图 2-1-2 和图 2-1-3。

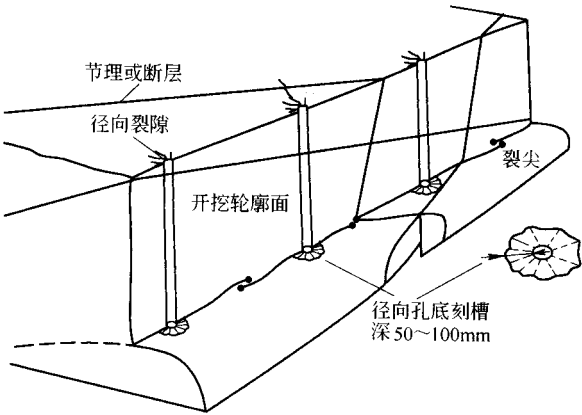


图 2-1-2 刻槽爆破原理

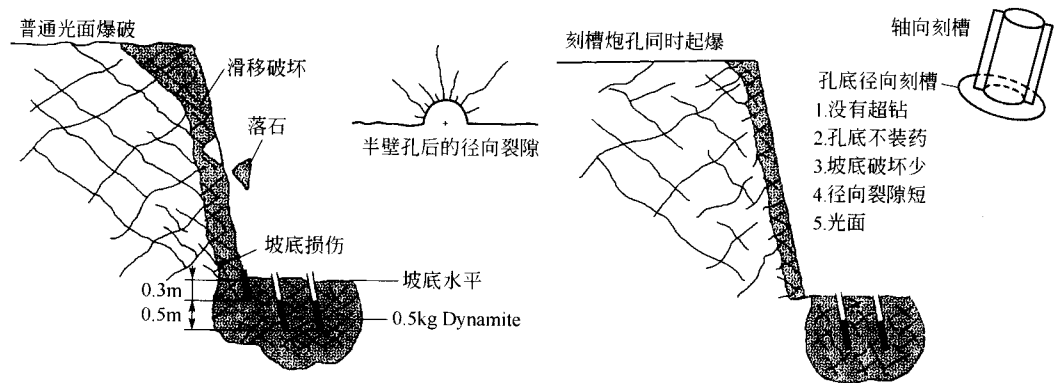


图 2-1-3 刻槽爆破预期效果

刻槽光面爆破试验在瑞典 Stockholm 南部一条高速公路的 130m 长路堑石方段进

行 岩石为片麻岩。业主对钻孔、爆破震动、边坡岩体的破裂范围以及爆破对交通的影响都有严格的要求。其中钻孔偏差相对于爆破设计不大于 40mm ,沿炮孔长度最大偏差 $\leq 20\text{mm/m}$,相邻炮孔间的垂直误差 $\leq 0.2\text{m}$,预留坡面最大允许破裂 $\leq 0.3\text{m}$,孔底 $\leq 1.1\text{m}$;炮孔间距不大于 0.5m ,采用孔径 $\phi 64\text{mm}$ 的刻槽炮孔 ,孔距可放宽到 0.8m。爆破部分 (路堑边坡到台阶面)宽 4m ,设计布置两排缓冲炮孔 ,边坡刻槽炮孔孔深为理论路堑深度 ,没有刻槽的周边炮孔超钻 0.3m ,如图 2-1-4 所示。

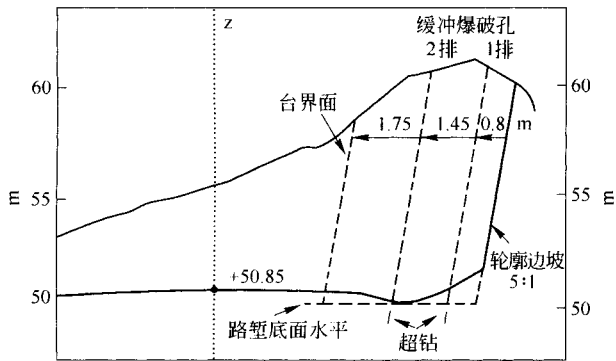


图 2-1-4 路堑横断面炮孔布置

沿 130m 长路堑分成 13 个试验段 ,各段的炮孔直径、刻槽方式、炮孔间距、超钻深度、装药量以及起爆方式都不同 ,如表 2-1-4。

表 2-1-4 试验数据

试验段	炮孔数	孔径/mm	孔间距/cm	径向刻槽	孔底装药/kg	柱状装药形式
1	13	64	0.8	是	0.05	Curit 22mm
2	7	64	0.8	是	0.05	Curit 22mm
3	11	64	0.8	是	0.05	Curit 22mm
4	12	64	0.8	是	0.05	Curit 22mm
5	14	64	0.8	—	0.50	PETN 80g/m
6	15	64	0.8	—	0.50	Gurit ,17mm
7	13	51	0.8	—	0.17	Gurit ,17mm
9	10	51	0.8	—	0.08	Gurit ,17mm
10	10	64	0.8	是	0.05	Curit 22mm
11	10	64	0.8	是	0.05	Curit 22mm
12	10	64	1.2	是	0.05	Curit 22mm
13	9	64	0.8	否	0.17	Curit 22mm

各试验段抵抗线布置相同,第1排缓冲孔到周边孔为0.8m,第2排缓冲孔到第1排1.45m,第2排缓冲孔到台阶面为1.75m,第1、2排缓冲孔超钻0.7~0.8m,如图2-1-4。药卷直径为25mm,采用非电延期雷管起爆。

周边炮孔采用径向刻槽技术,炮孔直径 $\phi 64\text{mm}$,孔距0.8m,刻槽孔平均深度6.5m。孔底使用一个50g、 $\phi 17.15\text{mm}$ 的起爆药包,孔内采用 $\phi 22\text{mm}$ 的Gurit炸药,延期电雷管起爆。

采用孔底刻槽爆破技术,试验获得了非常理想的路堑边坡爆破效果,半孔率明显提高,和普通光面爆破相比,损伤范围大大降低。在实验段No.12,周边炮孔采用轴向刻槽,孔间距为1.2m,爆破效果较差,由于药量偏低,80%的炮孔产生根底现象,虽然半孔率较高,但光爆岩层破裂范围较大。该段试验表明,采用轴向刻槽技术,增加炮孔间距,其爆破效果和普通的爆破方法相比,没有明显的优势。

路堑边坡控制爆破表明:采用孔底径向刻槽、同时起爆周边炮孔技术取代传统的超钻、孔底装药方法,预留边坡将更加平整、光滑,半孔率明显提高、孔底损伤范围降低。

第三节 露天台阶爆破

一、台阶爆破最小抵抗线的设计

露天台阶爆破设计,最小抵抗线是一个最重要的参数。当最小抵抗线过小时,岩(矿)石被抛掷到较大的距离,部分岩(矿)石被过度破碎,同时还将产生较大的空气冲击波;当最小抵抗线过大时,将会产生超爆或后冲现象,爆破震动加大,爆炸能量不能充分用于破碎岩石和爆破飞石,并有可能产生爆破根底现象。

关于最小抵抗线(W)和炮孔间距(a)的计算,目前已有几个公式。爆破工程师在利用这些经验公式计算 W 、 a 时,爆破效果难以得到保证。合理确定炮孔布置参数 W 、 a ,不仅能够取得理想的爆破效果,而且能够有效降低爆破成本。Dr. Pal. Roy 和 Sri. R. B. Singh 等通过实践并总结印度矿山开采的大量资料,得到了两个比较简单、实用的公式。

1. 常用公式

有关最小抵抗线(W)的计算公式中,常常涉及的几个最基本的参数为:装药量、装药体积、炮孔直径。其中最常用的公式有:

$$W = KQ^{1/3} \quad (1-1)$$

式中 W ——最小抵抗线, m;
 Q ——装药量, kg;
 K ——经验系数, 取决于炸药特性和岩石性质。

最小抵抗线(W)取决于炮孔直径(D_h), 有:

$$W = FD_h/12 \quad (1-2)$$

式中 F ——系数, 取决于岩石的性质, 一般变化在 25~35;
 D_h ——炮孔直径。

Konya(1972)建议最小抵抗线按下式计算:

$$W = 3.15 D_h (SG_e / SG_r)^{0.33} \quad (1-3)$$

式中 SG_e ——炸药比重;
 SG_r ——岩石比重。

Konya(1983)进一步对公式(1-3)进行了修正, 得到:

$$W = (2SG_e / SG_r + 1.5) D_h \quad (1-4)$$

Langfors 基于炮孔爆破破岩效果与距离的关系, 得到单排孔同时起爆时最小抵抗线的计算公式:

$$W = \frac{D_e}{33} \{ q_s [Cn(a/b)] \}^{0.5} \quad (1-5)$$

式中 W ——最小抵抗线, m;
 D_e ——钻孔直径, mm;
 q ——炸药相对装药密度, $\text{kg}/\text{m} \cdot 10^{-1}$, 人工非耦合装药 $q = 0.8 \sim 1.0$; 人工耦合装药 $q = 1.0 \sim 1.4$; 压气装药, $q = 1.0 \sim 1.6$; ANFO 炸药, 没有装药器, $q = 0.9$;
 s ——炸药换算系数, 含有 35% 硝化甘油的 Dynamite 炸药, $s = 1.0$; 胶质炸药 $s = 1.27$; ANFO 炸药 $s = 0.87$;
 C ——相对岩石强度, 单孔 $C = 0.45$, 单排孔 $C = 0.36$, 水平沉积岩 $C = 0.2 \sim 0.45$, 一般经验取值范围 $C = 0.2 \sim 1.2$;
 n ——炮孔稳定性系数, 下部无约束, $n = 0.75$; 炮孔倾斜度为 2:1, $n = 0.85$; 炮孔倾斜度为 3:1, $n = 0.90$; 炮孔垂直 $n = 1.0$;
 a/b ——炮孔间距与排间距的比值, 对台阶爆破 $a/b = 1.25$, 光面爆破 $a/b = 0.7$ 。

使用公式(1-5)计算时,台阶高度必须大于最小抵抗线的1.5倍,同时最小抵抗线 $W \geq 1\text{m}$,炮孔超钻0.3m。

2. 推荐方程

Dr. Pal. Roy 和 Sri. R. B. Singh(1998)基于爆破实验,总结了印度近50个露天矿山开采的资料,得到适宜不同地质条件的计算最小抵抗线和炮孔间距的关系:

$$W = H \frac{D_e 5.93}{D_h \text{RQD}} + 0.37 \sqrt{\frac{L}{C}} \quad (1-6)$$

$$a = 1.3b - 4.0 \sqrt{\frac{L}{C}} \cdot \frac{1}{\text{RQD}} \quad (1-7)$$

式中 W ——抵抗线, m;

a ——孔间距, m;

b ——排距, m;

H ——台阶高度, m;

D_e ——药卷直径, mm;

D_h ——炮孔直径, mm;

RQD——岩石质量指标(Rock Quality Designation);

L ——装药密度, kg/m;

C ——装药系数, kg/m³。

RQD 定义为岩石取样时大于 10cm 长的岩芯的百分比,它可表示为 J_v 的关系式:

$$\text{RQD} = 115 - 3.3 J_v \quad (1-8)$$

式中 J_v ——单位体积的节理数,当 $J_v < 4.5$ 时, $\text{RQD} = 100$ 。

RQD 也可表示为与层理频率 λ 有关的表达式:

$$\text{RQD} = 100(0.1\lambda + 1)e^{-0.1\lambda} \quad (1-9)$$

3. 计算结果比较

利用公式(1-6)计算最小抵抗线 W ,并与公式(1-4)(1-5)进行比较(如表2-1-5)。计算结果表明:公式(1-6)计算的结果比较接近实际爆破工程,而采用 Langfors 的公式计算,最小抵抗线值偏高,实际工程难以采用;Konya 公式比较简单,但它适用于一定范围的钻孔直径与台阶高度,例如炮孔直径 $\phi 100\text{mm}$,利用 Konya 方程计算最小抵抗线的合适的台阶高度为 6~8m;当炮孔直径为 $\phi 50\text{mm}$ 时,合适的台阶高度为 8~10m。炮孔间距的公式计算和实验最佳值的比较如图 2-1-5。

基于工程实践以及对近 50 个矿山爆破资料的总结,公式(1-6)(1-7)适用于不同地质条件和不同岩石性质的露天台阶爆破,公式形式简单,但意义明确。式中参数“RQD”——岩石特性指标,反映了岩体结构特征对爆破参数的影响,计算时容易确定。

表 2-1-5 最小抵抗线计算比较

台阶高度/m	炮孔直径/mm	最小抵抗线 W/m		
		公式(1-3) (Pal Roy ,1998)	公式(1-2) (Langfors ,1973)	公式(1-1) (Konya ,1983)
5	100	2.25	5.06	2.47
6	100	2.50	4.98	2.58
8	100	2.83	4.60	2.41
10	100	3.24	4.05	2.68
6	150	2.98	5.65	3.58
8	150	3.48	6.40	3.57
10	150	3.91	5.45	3.68
12	150	5.11	7.29	3.81
8	200	3.78	6.35	4.94
10	200	4.06	6.43	4.99
12	200	4.38	6.44	5.18
15	200	4.90	9.69	5.36
10	250	4.60	11.45	5.06
12	250	4.89	10.12	5.29
15	250	5.47	9.81	5.60
16	250	6.06	10.26	5.85

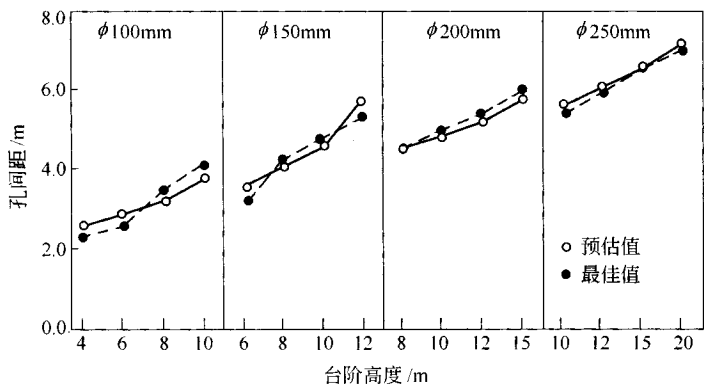


图 2-1-5 炮孔间距预估值与最佳值的比较

二、炮孔装药结构

澳大利亚几个矿山的炮孔装药结构 ,一般底部装高威力炸药 ,中部、上部装威力稍低

的炸药。这是西方国家常用的方法。不同岩性装不同性能的炸药,甚至在同一炮孔内,岩石性质差异较大时,也分装不同性能炸药。发达国家或大型爆破器材公司,炸药品种与配方多样化,也与此有很大关系。这反映出它们非常重视炸药性能与岩石性质孔相匹配以及装药结构科学化的研究。

国外大型矿山或采石场深孔装药的起爆弹或雷管,一般一个孔内装两个,其中底部装一个,另一个有的装在药段的中部,有的装在上部,也有的绑在孔口导爆索的引出端。在一个炮孔内装填三种以上炸药时,底部常装高威力乳化炸药,中部装重铵油炸药,上部装多孔粒状铵油炸药。起爆顺序上,使用孔内分段装药、分段起爆。当孔内分三段时,先爆中间、再爆下部、最后爆上部,分两段时,为先底后上。

在德国,早期的露天台阶爆破由于受到起爆器材及爆破安全条件的限制,爆破技术单调。自1995年以来,随着新的起爆系统和爆破技术的引进和开发,目前已广泛采用分层装药、孔底起爆、微差爆破技术,有效地控制了爆破震动危害,台阶爆破高度亦有所提高。同时,广泛采用ANFO和乳化炸药混装车代替以前的卷装炸药,特别是混装车UMS2000(Universal Mixing and loading System)的推出,有效提高了装药过程的机械化。

露天深孔爆破装药结构和起爆技术的发展,有效地控制了爆破危害,同时爆破效果亦得到显著提高。

三、缓冲爆破技术

在地质条件良好的情况下,采用预裂爆破方法形成的边坡,清晰地显示出人工“雕琢”痕迹——一排排残留的半壁孔。随着公路建设逐渐向丘陵地区、山岭重丘区发展,许多工程要求尽可能维护公路沿线原有地形地貌,或留下“自然”面貌。

在新形成的路堑边坡顶部,常常存在松动的岩块。为了减少落石,一般要撬掉坡顶的松石。因此,为了完成这项规定的撬石工作,形成自然面貌的开挖工作往往会大大增加费用和时间。从工程爆破的观点看,有后效的“自然”面貌是很容易实现的。其中,缓冲爆破是一种比较理想的方法,它可以用来产生看起来凹凸不平的稳定边坡。

缓冲爆破是一种改进的深孔爆破,通常由2~3排炮孔组成,作为沿工作面的最后一炮起爆。实施良好的缓冲爆破,能有助于减少对开挖边界之外保留岩体的破坏,从而减少撬石工作量。

缓冲爆破的炸药单耗与生产爆破的炸药单耗接近,孔径与生产爆破相同,有时也采用小孔径,装药量通常减少45%,最小抵抗线和孔间距减少25%。此外,为了减少对路基以下岩石的破坏,缓冲爆破孔通常没有超钻。有时,为了形成凹凸不平的坡面,使之更加接近“自然”地貌,最后一排炮孔可稍微相互错开。在岩体稳定较差的地质条件下,采

用空气间隔装药,有助于形成凹凸不平的坡面。

缓冲爆破常常用于岩石稳固或者用于减少后冲的地方。在爆破过程中,台阶上部的后冲和岩体的破碎是不可避免的,因此,缓冲爆破常常与预裂爆破技术一起使用,缓冲爆破布置在预裂孔和生产炮孔之间。

可用 2~3 排缓冲炮孔来帮助减少后冲。在这种情况下,迟爆一排的装药量通常比早爆的 1~2 排的要少些。这种方法在后冲距离大于最小抵抗线距离的岩石中特别有用。

利用炮孔堵塞物或空气间隔装药可以控制爆炸能量分布。在缓冲炮孔中使用空气间隔器比使用堵塞间隔物能够更为有效地分配能量,岩石抛离前,炮孔内的空气空间使高压的爆炸气体扩展为低压。在小直径炮孔中用袋子或用一个吊放到合适水平上塑料蜘蛛架堵塞炮孔形成空气间隔,然后堵塞剩余空间;大直径的炮孔采用气囊堵塞。

在裂隙发育的岩石中,不耦合装药缓冲爆破最适合用来减少后冲。在后排炮孔的上部区段采用较大系数的不耦合装药能减少坡顶线的破坏。在大直径(如 $\phi 229 \sim 381 \text{ mm}$)炮孔中,利用聚氯乙烯管进行不耦合装药,铵油炸药的实际装药密度可减少到 0.06 g/cm^3 。图 2-1-6 列举了缓冲爆破改变爆破能量分布的几种装药结构图。

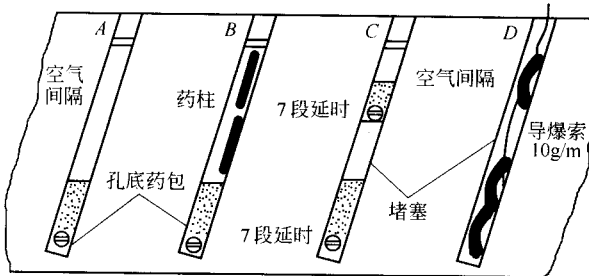


图 2-1-6 缓冲爆破装药结构

四、微差起爆延期时间和起爆系统

为降低重要位置处的爆破震动,Tatsuya Heshibo 等提出了考虑电雷管起爆时差的延期时间优化设计方法。通过用计算程序模拟各炮孔爆炸产生的振动在某点的迭加,可以计算出该点的质点震动峰值速度(PPV),利用该点质点峰值速度与延期时间的关系,可以很容易确定获得最小质点峰值速度的微差时间。但实际的延期时间因起爆时间存在误差而有所变化,由于这个原因,预期的合成质点峰值速度不仅取决于延期时间,而且取决于质点峰值速度的敏感度。因此,微差爆破最佳间隔时间的选取,应基于最优时间间隔,并且应有几个备选的次优时间间隔,此外,还应充分考虑起爆时间的误差。Tatsuya

Heshibo 等还提出了一个新的设计概念：“复合微差爆破”。复合微差爆破使用电子雷管起爆,可进一步降低指定点的峰值质点速度。依据此概念估算的震动时间历程及其峰值质点速度表明,爆破降震效果比较理想。

露天台阶爆破,电起爆与非电起爆仍是最常用的起爆方法。非电起爆系统,包括塑料导爆管起爆系统、导爆索继爆管起爆系统、气爆管起爆系统等。其中使用最多的是塑料导爆管起爆系统。该系统的组成特点与我国相似,例如,接力起爆网络,孔内用高段位雷管,孔外用低段位雷管。同段孔的组成有单孔也有多孔。起爆形式有斜线、“V”、“U”等多种方式。同时,有许多工程依然采用顺序起爆法,即第一排炮孔尚未起爆完毕,后续(排)炮孔按设计顺序依次爆破,形成按斜线推移的起爆景观。

美国怀阿明州露天煤矿大规模抛掷爆破,采用了上述塑料导爆管接力起爆网络。该煤矿为了进行露天开采,将上部覆盖层爆破剥离,采用抛掷法将 30% 爆碴抛出,70% 运走。覆盖层厚 20 ~ 60m,煤层厚 20m。爆破参数为:钻孔直径 $\phi 200 \sim 300\text{mm}$,孔深 20 ~ 60m,抵抗线 8 ~ 14m,孔间距 10 ~ 13m,排数 6 ~ 8,每排炮孔数 100 左右,孔间延迟时间 25 ~ 30ms,排间延迟时间 100 ~ 200ms,每次爆破用药量在 1400 ~ 3000t,爆破方量 70 ~ 150 万 m^3 。

在中国香港地区,露天爆破通过严格控制爆破时每段延时的最大炸药量,控制爆破振动危害。香港矿务处通过多年积累的爆破测振数据,整理出一个预估爆破振动的公式:

$$PP_v = 644 (D/Q^{1/2})^{-1.22} \quad (1-10)$$

式中 PP_v ——质点最大振动速度, mm/s ;
 D ——测振点距爆破区的距离, m ;
 Q ——每段延时的最大药量, kg 。

在爆破工程实施过程中,香港矿务处根据工地周围不同的结构物,列出各种距离每段延时的允许最大装药量,爆破施工时严格遵守。同时,广泛采用非电导爆管微差起爆系统,该系统主要是瑞典的 Unidit 系统(孔内延时 500ms,孔间延时靠地面的传爆雷管的不同联结方式来实现)。Unidit 系统的主要优点在于其一次起爆的炮孔数可以无限,每段延时(最小时差 8ms)的药量可以很小,这样既可以增大爆破规模又可以降低爆破振动。由于可以实现逐孔顺序起爆,有效地改善了爆破质量,控制了爆破危害。此外,由于 Unidit 系统雷管所需生产的延时段数少,可大大减少工厂的工作量。

目前,国外产品的塑料导爆管已广泛采用多层高强度塑料导爆管,不同用途采用不同颜色的导爆管,容易识别,减少了出错的机会。此外,国外很重视地表传爆雷管塑料联结块的设计与改进,极少出现由于联结块松脱而使传爆中断的现象。

第四节 道路工程爆破

一、概述

在道路工程中,爆破主要用于铁路、公路岩石段开挖路堑、排水沟、修建山坡路堤、开采路旁采石场修建路基、爆破开挖大桥和高架桥的基坑以及各种管线的地槽等。这里我们主要介绍路堑的开挖爆破和沟槽爆破。

在道路建筑工程中爆破工作受诸多因素影响,如矿山地质、地理地形条件、水土环境多样性、作业的临时性和移动性、对设计尺寸和路堑与基坑边坡坡脚的稳定性要求严格。

由于在道路建设工程中施工地点不断移动,采用挖掘机的功率受到一定的限制,从而决定了在修筑路基时对岩石块度的工艺要求,必须提高其破碎程度。

道路建筑中的路堑通常很浅,深度在 $10 \sim 15\text{m}$ (很少超过 30m),一般从自由面露头的地方进入岩体。这就决定了整个岩石的裂隙性和风化程度高,裂块大并有坚硬岩石风化物充填裂隙。在同一路堑范围内,无论沿着它的深度,还是沿着它的长度,其岩石性质是可变的。

在道路建筑爆破工程中,爆破设计与施工方案的确定,必须建立在高质量的信息和最可靠的资料的基础上。

二、路堑的开挖爆破

1. 装药量计算和炮孔布置参数。为了减少路堑边坡及基底的破坏,避免岩石飞散,取得所要求的岩石块度,充分利用炮孔容积,可按岩石可爆性和路堑深度选择炮孔的装药直径 d ,一般为 $60 \sim 160\text{mm}$ 。

装药长度 L 应采用如下数值(装药炮孔直径的倍数):

当 $d = 146 \sim 160\text{mm}$ 时, $100d \geq L \geq 30d$;

当 $d = 60 \sim 105\text{mm}$ 时, $80d \geq L \geq 40d$ 。

炮泥长度(炮泥为炮孔岩粉时)不应少于 $22d$ 。

当有条件约束爆破飞石时,为了破碎坚固的岩石及降低路堑围岩的破坏,炮泥长度可减至 $10d$ 以内。

当爆破飞石和岩石爆堆无特殊要求时,炮泥长度可提高到 $40d$ 。垂直炮孔的超深,

一般情况采取 $8 \sim 10d$ 或 $0.3 \sim 0.4W$ 或炮孔间距 a 值。

当炮孔布置为矩形,装药长度 L 和装药直径为最优时,其爆孔间距 a 可按式确定:

$$a = \sqrt{P/q} \quad (1-11)$$

式中 P ——每米炮孔装药量,单位为 kg/m ;

q ——单位炸药消耗量,根据岩石种类和性质选取,单位为 kg/m^3 。

在下述情况下, q 值应为:

当爆破的岩石容易破碎时,不管岩石属什么级别一律取小值。如严重风化的板状岩石、薄层裂隙发育的岩石(每米厚的层数大于 4 层,每米内贯穿裂缝大于 4 条,裂缝长度小于 0.5 时称为节理),有明显节理和片理的岩石及硅化性强的岩石,以及变质岩(玢岩类、石英类等), q 均取小值。

当爆破的岩石为破碎性中等、粘性不大的岩石时,如每米厚的岩石层数为 $1 \sim 2$ 层,裂隙不发育,其 q 取大值。炮孔的布置与计算不同,其炮眼间距 a 与排距 b 不相等,但要保证 $a = ab$ 这一等式成。

当装药长度 L 大于 $60d$ 时,可在炮孔下部装填威力大、密度高的炸药,其装药长度不应小于下限的 0.6 倍,这个下限是指通过技术经济计算,采用混合炸药最为有利的一个装药长度下限。

炸药消耗量应按打眼时所确定的岩石性质和根据第一次爆破的效果来确定。

爆破工作应先在一段路堑中进行,这段路堑一般用电铲工作 $3 \sim 4$ 个班,并在钻眼爆破施工图中指明。

主要炮孔在路堑横断面上的排数按下式计算:

$$N = B/a + 1 \quad (1-12)$$

式中 N ——主要炮孔的排数;

B ——路堑在路基主平面上的水平宽度或在被爆破岩层水平上的宽度,单位为 m 。

在计算排数 N 时,应调整孔距 a 值,使最边上一排主要炮孔装药恰恰落在路堑坡基上。

在深度超过 $4 \sim 6\text{m}$ 的路堑中,边坡斜率小于 $1:0.2$ 时,可不用光面爆破,除主要炮孔采用松动爆破外,还需在沿路堑断面打很多斜坡炮孔,用以松动岩石、减少边坡的修整工程量,如图 2-1-7 所示。

斜坡炮孔的布置在斜坡率 $1:0.33$ 以内时,倾斜布孔,斜坡大于上述值时,垂直布孔。

在路堑横断面上炮孔排列若为偶数,在纵向排列上又要求微差爆破时,中间两排炮孔应靠近一些布置。

每一炮孔的装药量 Q 按下式计算:

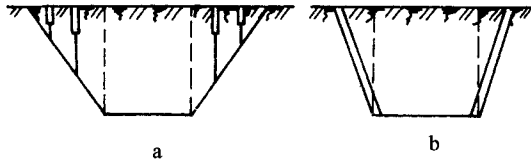


图 2-1-7 斜坡炮孔在路堑剖面图上的布置

a—垂直布孔 b—倾斜布孔

$$Q = \sum_{i=1}^m L_i P_i ; \sum_{i=1}^m L_i = H + L_1 - L_2 = L_3 - L_2 \quad (1-13)$$

式中 L_i ——同一装药密度段的长度；
 P_i ——同一装药密度每米炮孔装药量；
 m ——不同炸药密度的装药段数；
 H ——台阶高度或被爆层高；
 L_3 ——炮孔深度；
 L_1 ——超钻深度；
 L_2 ——炮泥长度。

在开挖路堑时,岩石为弱胶结的水平岩层或在路堑底板水平上有一夹层,可不打超深钻。

2. 微差爆破的参数和计算。根据路堑的开挖和爆破工艺,需采用下列主要的炮孔装药方式和微差爆破方案:

(1) 纵向顺次微差爆破方案 如图 2-1-8 所示。该方案适用于在山坡地形一次爆成的深度小于 4m 的用电铲纵向掘进的路堑,如图 2-1-8a。和在平坦地段开挖路堑,如图 2-1-8b。

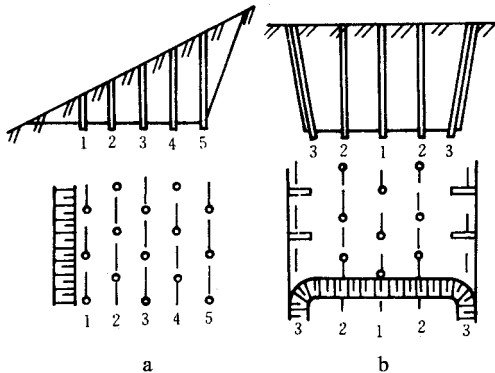


图 2-1-8 纵向顺次微差爆破

a—山坡上的路堑 b—平坦地段上的路堑

1~5—爆破各排炮孔的微差起爆顺序

(2)横向顺次微差爆破方案 如图 2-1-9 所示。该方案适用于挖掘底面宽度大于 10m 的路堑和在易破碎岩石中用短段爆破和全宽度掘进路堑。

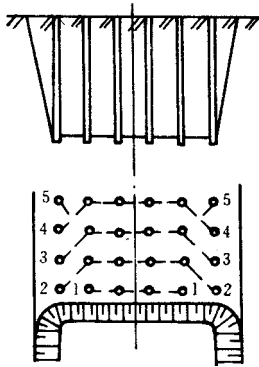


图 2-1-9 横向顺次微差爆破

1~5—炮孔的微差起爆顺序

(3)V 形微差爆破方案 如图 2-1-10 所示。该方案适用宽度小于 10m 的、正面短段爆破全宽度掘进的路堑。

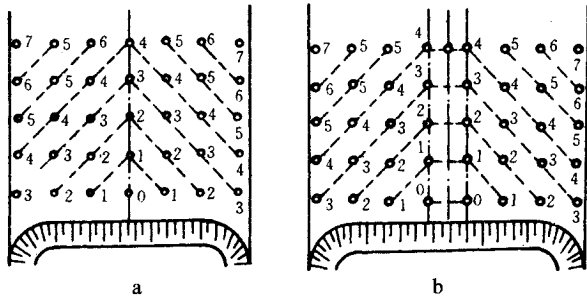


图 2-1-10 V 形微差爆破

1~7—微差起爆顺序

在采用纵向顺次微差爆破方案时 相邻排的炮孔应交错排列。炮孔之间的设计间距 a 应取炮孔排距 b 的 1.2~1.6 倍以上(在爆破难破碎的岩石时 a 取大值)。

在采用 V 形微差爆破方案时 炮孔应按方形布置 其正方形边长为 a 除梯形爆破的中间两排炮孔或构成三角形爆破的三排炮孔除外 上述中间炮孔的排距应小些。

三、沟槽爆破

沟槽爆破是目前爆破领域内的一个重要部分。横穿州际的石油和天然气传输管道需用爆破开挖沟槽 正在建设的城市中 供水、排水和电缆等工程也需要开挖大量的沟

槽。

沟槽爆破是台阶爆破的一种特殊形式,它的台阶很窄。通常台阶宽度小于 4m 的爆破即被认为是沟槽爆破,其特点是台阶宽度低于台阶高度,致使被爆岩体的夹制程度远远大于常规台阶爆破,相应的单位炸药和炮孔消耗量也就高得多。

由于被爆岩体两侧存在巨大的摩擦力,这就需要额外多装炸药以克服这一阻碍。对沟槽爆破来说,炮孔的倾斜布置是很重要的,这样作既能减少被爆体底部夹制,又可为岩石的松散破碎创造有利条件,在深沟槽的爆破中尤为如此。沟槽爆破炮孔倾角斜度不应小于 3:1。

设计沟槽爆破要认真选取炮孔直径。中等直径炮孔(50~75mm)因其孔内装药较多将会加大超裂和爆破震动,如图 2-1-11 所示。

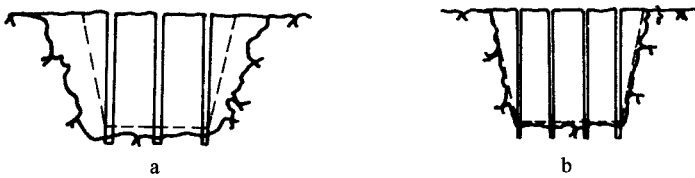


图 2-1-11 沟槽爆破结果示意图

a—中等直径炮孔 b—小直径炮孔

从钻爆经济性看,中等直径炮孔是合适的,但钻爆费用的减少必须与破碎岩石铲装和运输等后续作业费用的增加以及采用松散岩石回填量的提高进行对比、权衡。

通常要兼顾生产速度和费用两方面来选择炮孔直径,取速度和成本俱佳的设计方案。

根据经验,炮孔直径 d 是沟槽宽度 W 的函数,对于一般的沟槽爆破可用下式确定炮孔直径:

$$d = W/60 \quad (1-14)$$

式中, W 、 d 的单位均是 mm。

目前主要的沟槽爆破方法有两种,分别是常规沟槽爆破和光面沟槽爆破。

1. 常规沟槽爆破。常规沟槽爆破时中间孔布置在两侧孔的前面,如图 2-1-12 所示。所有炮孔装药相同,它与一般台阶爆破相比,装药主要位于夹制作用较大的被爆体底部,如图 2-1-13 所示。

2. 光面沟槽爆破。光面沟槽爆破的布孔方式不同于常规沟槽爆破,它将中间孔向后移动,使所有同排炮孔位于同一直线上,如图 2-1-14 所示,使侧壁孔的破碎角度加大,夹制程度降低,有利于减少侧壁的超裂。

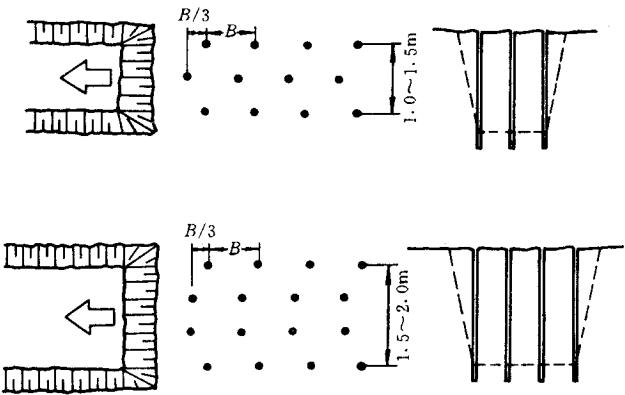


图 2-1-12 常规沟槽爆破炮孔布置

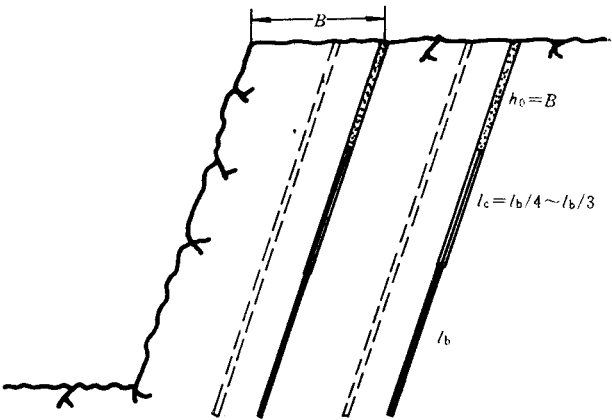


图 2-1-13 常规沟槽爆破炮孔装药结构

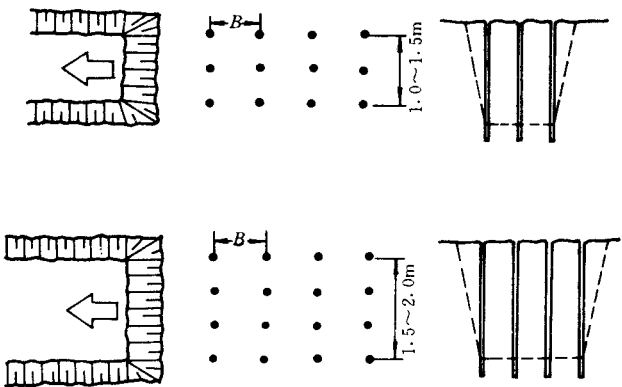


图 2-1-14 光面沟槽爆破炮孔布置

该种方法的单位炸药消耗量与常规沟槽爆破是一致的，所不同的只是调整了被爆体

的炸药分布 如图 2-1-15 所示。

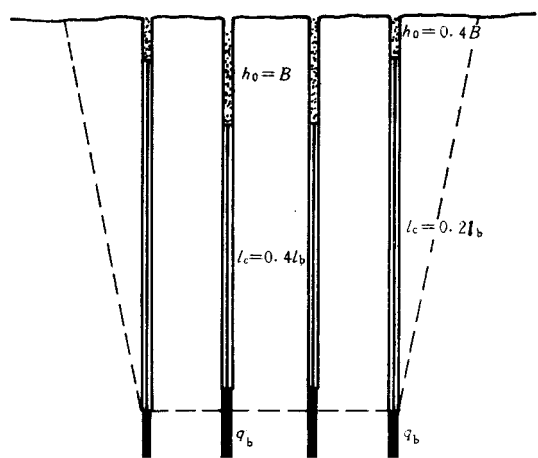


图 2-1-15 光面沟槽爆破炮孔装药结构

沟槽爆破炮孔起爆顺序如图 2-1-16 所示。

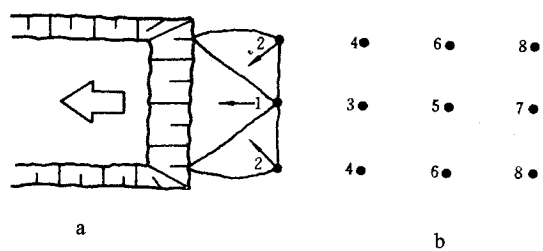


图 2-1-16 沟槽爆破炮孔起爆顺序

a—常规沟槽爆破 b—光面沟槽爆破

第五节 爆扩桩基础

在具有可压实性的土壤介质中,可以采用内部作用的集中药包或柱状药包的方法,将药包四周的介质压扩成腔,以构成某种构筑物,也可在介质表面以上的一定高度实施爆破,使土壤受到压实,以提高它的承载能力。这种以压实介质为目的而进行的爆破,叫做压实(压缩)爆破。压实爆破主要用于基础的爆扩成桩、爆扩成井和软地基的爆炸夯实。这里主要介绍爆扩桩基础。

过去在建筑工程中 ,大多数基础都是采用人工或机械的方法 ,将基础中的土、石方全部挖掉 ,然后在其中浇灌混凝土或钢筋混凝土。这种施工方法不仅土石方的挖掘工程量 大 ,而且消耗混凝土多、劳动条件差和工程造价高。爆扩桩基础法是在要建筑基础的地方 ,用人工、机械或爆破的方法钻成一定直径的炮孔 ,然后用爆扩法将炮孔扩大 ,并将孔底扩大成壶形 ,最后在其中灌入混凝土 ,或在孔中布设钢筋 ,浇灌成钢筋混凝土基础。1963 年我国首次成功地采用了钢套管的爆扩桩法。以后在不断的试验和改进的基础上 ,发展成为不带钢套管的爆扩桩法。这种施工方法从用于民用建筑物的基础 ,发展到大型工业和厂房的基础 ,乃至用于动力设备的基础。爆扩桩基础和用普通施工的条形基础和独立基础相比 ,具有以下一些优点 :

- 1. 显著地减少了土方挖掘工程量 ,挖土少 ,甚至不挖土 ,减少土方量达 50% ~ 90%。
- 2. 提高了基础施工的机械化程度 ,效率高和施工简单 ,大大加快了施工进度 ,一般能缩短工期 40% ~ 50%。
- 3. 改善了劳动条件 ,减轻了劳动强度 ,一般节省劳动力 60%。
- 4. 降低基础的工程造价 30% 左右。

爆扩桩基础是由承重台和桩体两部分组成。桩体又包括桩柱和桩头两部分 ,如图 2 - 1 - 17 所示。

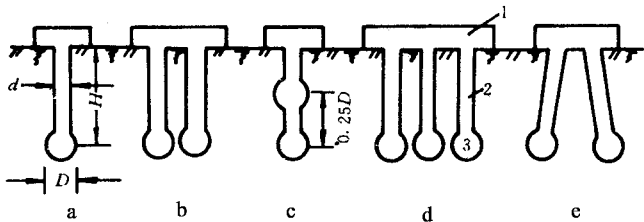


图 2 - 1 - 17 爆扩桩基础类型

a—单桩 ;b—并联桩 ;c—串联桩 ;d—群桩 ;e—斜桩
1—承重台 2—桩柱 3—桩头

爆扩桩桩柱的直径一般为 300 ~ 600mm ,最大的可达 1.5m 左右。桩头的直径约为桩柱直径的 2.5 ~ 3.5 倍。桩基的埋置深度 ,对于民用建筑不得小于 2.0m ,对于工业建筑不得小于 3.0m ,一般以 3.0m ~ 6.0m 为宜。

爆扩桩基础的施工可分为 桩柱爆扩成孔和桩头爆扩两种。

一、桩柱爆扩成孔

桩柱成孔可根据地质条件和施工手段分为 :人工钻孔法、机械钻孔法和爆扩成孔法。

爆扩成孔法适用于地下水位较低的均匀土层。它的施工工艺过程和要求如下 :首先沿桩柱轴线用洛阳铲或钢钎开凿出装药炮孔 ,炮孔的直径一般为 4 ~ 7cm。土质较差、地下水位较高和爆破后炮孔易产生颈缩现象时 ,炮孔直径可取 10cm。为了避免爆破扩孔时 ,孔口处的土体被震松而回落孔内 ,炮孔口应开挖成喇叭形 ,喇叭口的深度为桩柱直径的 2.0 倍 ,它的直径为桩柱直径的 2 ~ 3 倍。

扩孔采用不耦合装药 ,根据炮孔的直径和长度 ,来确定装药管的直径和长度。装药管一般采用管径为 20 ~ 35mm 透明防水的玻璃或塑料管 ,根据要求 ,长度可达数米。装药时一定要均匀地将炸药装入管内 ,并达到设计所要求的装药密度 ,然后将装药管装入炮孔内 ,在装药管四周和孔壁之间 ,填塞少量干砂 ,使其固定在炮孔中间 ,然后起爆扩孔 ,采用爆扩成孔时 ,先应在该基础工程附近的土壤中进行试验爆破 ,以找出该地区地质条件下比较合理的装药参数 ,用以指导设计和施工。表 2 - 1 - 6 是国内一些工程单位在施工中所积累的经验资料 ,可供设计时参考。

表 2 - 1 - 6 桩柱爆扩成孔时的装药参数

土壤类别	土的变形模量/MPa	桩柱直径/mm	炮孔直径/mm	药包直径/mm	单位长度装药量/kg·m ⁻¹
未压实人工填土	5.0	300	40 ~ 70	20 ~ 21	0.25 ~ 0.26
软塑粘性土	3.0 ~ 15.0	300	40 ~ 70	22	0.28 ~ 0.29
硬塑粘性土	20.0	300	40 ~ 70	25	0.37 ~ 0.38
黄土类土		300	40 ~ 70	20 ~ 21	0.25 ~ 0.26
湿陷黄土状亚粘土		260 ~ 300	40 ~ 70	20 ~ 21	0.25 ~ 0.26
湿性黄土状亚粘土		300 ~ 390	40 ~ 70	22 ~ 23	0.28 ~ 0.31
湿陷黄土状亚粘土		390 ~ 440	40 ~ 70	25 ~ 28	0.37 ~ 0.46
湿陷黄土状亚粘土		440 ~ 550	40 ~ 70	30 ~ 33	0.52 ~ 0.63

二、桩头爆扩

爆扩桩头的空腔时 ,它的工艺流程为 :

- 1. 根据地质条件 ,按设计要形成的空腔容积计算装药量 ;
- 2. 在桩柱孔底装置炸药包 ;
- 3. 在药包上方浇灌第一次混凝土 ;
- 4. 起爆 ;
- 5. 测量混凝土沉落高度 ,并根据沉落高度计算爆扩成形后的空腔直径 ;
- 6. 捣实沉落空腔中的混凝土 ;
- 7. 在桩柱孔中放入钢筋网笼 ;

8. 浇灌第二次混凝土并筑成爆扩桩基础。

爆扩桩头空腔的药包可采用集中药包或环状药包 ,其装药量计算如下 :

当采用集中药包爆扩桩头的空腔时 ,其装药量矿可采用下式计算 :

$$Q = bD^3 \tag{1-15}$$

式中 Q ——装药量 ,单位为 kg ;
 b ——与土质有关装药系数 ,见表 2-1-7。
 D ——桩头空腔直径 ,单位为 m。

表 2-1-7 与土质有关的装药系数 b

土 壤 类 型	变形模量 /MPa	天然地基计算 强度/MPa	与土质有关装药 系数/kg·m ⁻³
坡积粘土	50.0	0.40	1.37~2.92
坡积粘土、亚粘土	14.0		1.37~1.95
亚粘土	13.4		0.75~1.0
冲积粘土	12.0	0.15	0.46~0.52
残积可塑亚粘土	18.0	0.20~0.25	0.46~0.66
沉积可塑亚粘土	24.0	0.25	0.94
沉积可塑亚粘土	8.0	0.20	0.56~0.91
黄土类亚粘土		0.12~0.14	0.60
卵石层		0.60	0.61~0.82
松散角砾层			1.0~1.2
干容重 > 1.35			1.0~1.95
稍湿亚粘土 : 干容重 < 1.35			0.58~1.0

在爆扩桩头的施工过程中 ,应注意以下几个问题 :

1. 对药包要作好防水的措施。药包装置好后 ,如果需要在药包上方浇灌第一次混凝土 ,应在药包上面盖上厚 15~20cm 的砂子 ;
2. 浇灌第一次混凝土的目的 ,一是为了提高炸药爆扩桩头时的能量利用率 ;二是减轻爆破过程中对桩柱空腔的破坏程度 ;三是爆破后这部分混凝土能及时坍落填入刚刚爆扩成的壶形空腔中 ,形成密实的混凝土桩头。因此 ,灌入的混凝土的坍落度要适中。一般 ,对粘性土坍落度为 9~12cm ,砂质土为 12~15cm。浇灌入的混凝土量 ,以柱孔中的浇灌高度来衡量 ,其高度一般为桩柱直径的 2.0~3.0 倍 ;
3. 灌入混凝土后应立即起爆 ,当桩柱间的距离较大时 ,各桩头的扩爆可单独起爆 ,距离较小时 ,宜同时起爆 ,若相邻爆扩桩头不在同一标高时 ,起爆顺序应先浅后深 ,对于串联桩基起爆顺序应先深后浅 ;
4. 爆扩桩时 ,在地面上的爆破安全距离一般不小于 20m。

第二章 现代矿山地下爆破新技术

21 世纪是地下空间开发利用的世纪,地下空间成为城市的第二空间,解决城市交通拥挤问题的关键在于发展高效城市交通,其中地下城市交通是首选方案。随着科学技术的发展和人类进步,地下空间和地下资源的开发利用有着广阔的发展前景。

地下工程爆破是地下空间和地下资源开发的重要手段。就地下空间的应用来说,地下工厂、地下商业街、人防工程、远距离的输电巷道、城市地下交通网、多用途新型城市公用事业隧道、如供热供水隧道,双向运行的铁路或公路隧道、城市地下停车场和污水站。城市高速地下转运车站、城市地铁、水下隧道、地下储油库,以及更大空间的地下水电站、食品冷藏库、海军基地的大型地下掩蔽所、处理核废料的大岩硐和地下飞机场等,既节省土地,又提供了十分稳固的地基,还为各种地下设施创造了合适的温度环境。就地下资源开发来说,巷道、竖井、反井、采场爆破已成为地下开采矿山的日常生产活动,为人类不断地提供煤炭、黑色金属、有色金属以及各种稀有金属的原料。

第一节 井巷掘进爆破技术

一、概述

井巷掘进爆破是指井筒和水平巷道掘进的爆破技术。由于井巷掘进只有一个岩石自由面,爆破夹制作用很大,而且井巷断面规格和方向又有一定的要求,所以掘进方式和炮孔布置,都有其特定的规定。目前,井巷施工工艺主要有两种方法。

1. 综合机械化施工法。采用大型钻井机和巷道掘进机钻凿井筒和开挖巷道。这种方法具有安全、作业连续、均匀、自动化程度高等优点,但由于机械设备质量大,刀具寿命短,适用范围小,成本高,目前还很难在井巷掘进中大量使用。随着科学技术水平的提高,该方法将逐步得到实现。

2. 凿岩爆破法。目前,这种方法是井巷施工的基本方法。若岩石坚固系数 f 大于 6,则是唯一有效和经济的方法。其缺点是各工序不连续,机械化作业线配套设备多,组织管理复杂。

凿岩爆破是井巷掘进循环作业中的一个先行和主要的工序,其他后续工序都要围绕它来安排,所以通常把包括凿岩爆破工序的井巷施工法简称为凿岩爆破法。

掘进爆破的主要任务,是保证在安全条件下,高速度、高质量地将岩石按规定断面爆破下来,并尽可能不损坏井筒或巷道周围的岩石。为此,需在工作面上合理布置一定数量的炮孔和确定炸药用量,然后进行装药、堵塞、连线和起爆。

二、掘进工作面的炮孔布置与起爆顺序

掘进工作面炮孔按其位置和作用可分为掏槽孔、辅助孔和周边孔。对于平巷和斜井,周边孔还可分为顶孔、底孔和帮孔,如图 2-2-1 所示。它们的作用分别是:

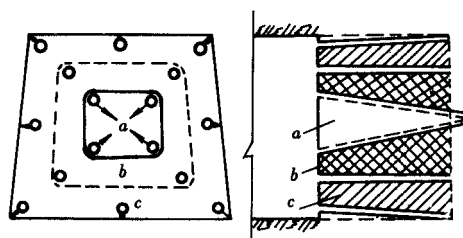


图 2-2-1 井巷掘进的炮孔布置

a—掏槽孔 b—辅助孔 c—周边孔

(1) 掏槽孔,是将自由面上某一部位的岩石顺井巷前进的方向掏出二个凹槽,创造出新的自由面,为其他炮孔创造有利的爆破条件。

(2) 辅助孔,用来进一步扩大和延伸掏槽孔爆破形成的自由面。

(3) 周边孔,又称轮廓孔,主要用来控制爆破后的巷道断面、形状和方向。

1. 掏槽孔的排列形式。根据井巷断面形状、规格、岩石性质和地质构造等条件,掏槽孔的排列形式有多种,归纳起来有倾斜掏槽孔和垂直掏槽孔两类。

(1) 倾斜掏槽。其特点是掏槽孔与工作面斜交,一般有以下几种:

锥形掏槽。各掏槽孔在工作面中部以同等角度向槽底集中,但各孔并不互相贯通。

通常可排列成三角锥形或圆锥形等形式,如图 2-2-2 所示。其中的圆锥形掏槽可用于圆形断面井筒的掘进工作。锥形掏槽孔底距离保持 $10 \sim 20\text{cm}$,以利于破碎和抛出岩石。掏槽孔倾角一般为 $55^\circ \sim 70^\circ$,每对掏槽孔孔口距离取 $0.4 \sim 1\text{m}$,岩石难爆时取小值。

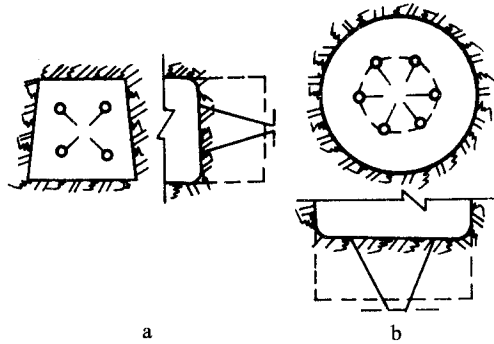


图 2-2-2 锥形掏槽

a—角锥形 b—圆锥形

楔形掏槽。掏槽孔通常用 $2 \sim 4$ 对相对的倾斜孔组成,爆破形成楔形空间,如图 2-2-3 所示。每对炮孔底部间距一般取 $10 \sim 20\text{cm}$,掏槽孔口之间的距离取决于孔深及倾角的大小, $60^\circ \sim 75^\circ$,常用于中等硬度以上均质岩石、断面尺寸大于 4m 的巷道掘进爆破作业中。楔形掏槽可分为垂直楔形掏槽和水平楔形掏槽两种。垂直楔形掏槽打眼比较方便,使用较广。岩层具有水平层理、节理或巷道较宽时才使用水平楔形掏槽。

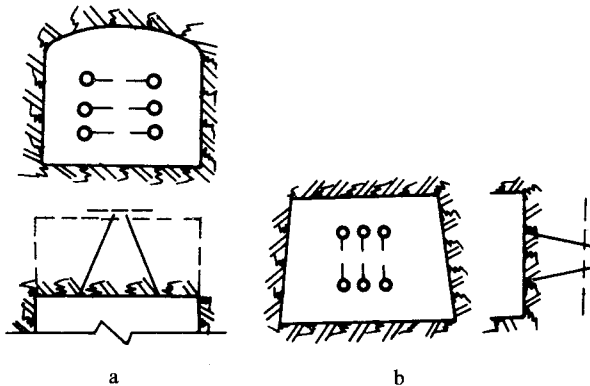


图 2-2-3 楔形掏槽

a—垂直楔形 b—水平楔形

单向掏槽。适用于软岩或具有层理、节理、裂隙或软夹层的岩石中。可根据自然弱面存在的情况分别采用顶部掏槽、底部掏槽或侧向掏槽,如图 2-2-4 所示。掏槽孔倾斜角度依岩石可爆性的难易程度而定。

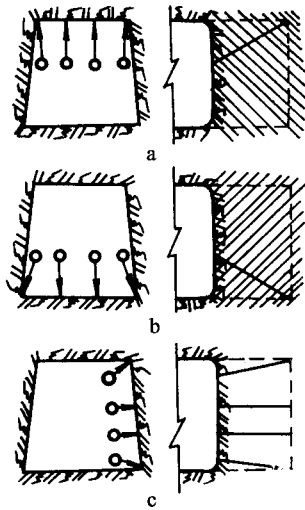


图 2-2-4 单向掏槽
a—顶部掏槽 b—底部掏槽 c—侧向掏槽

倾斜掏槽的优点是易将掏槽范围内的岩石向外抛出,所需的掏槽孔数较少。缺点是炮孔深度受巷道宽度或高度的限制,尤其在断面较小的巷道中更为突出。由于岩碴抛掷较远,容易打坏工作面附近的临时支架。

(2)垂直掏槽,又称桶形掏槽。这种掏槽孔布置的特点是所有的掏槽孔都垂直于工作面,彼此相距很近且互相平行,其中有几个炮孔为空孔不装药,提供装药炮孔爆破时岩石的碎胀空间和最初自由面。垂直掏槽的方案有多种,大致可以分为缝形掏槽、桶形掏槽和螺旋掏槽三类。

缝形掏槽,又称平行龟裂掏槽。这种掏槽孔布置的特点是各掏槽孔的轴线互相平行且处于一个平面内,如图 2-2-5 所示。炮孔数目为 3~7 个,孔间距离一般可取 8~12cm,空孔同装药孔相间布置,爆破后掏出一条不太宽的缝隙。它适用于中等硬度以上的岩石。由于缝形掏槽法的槽腔宽度较窄,这种方法在许多部门已被桶形掏槽或其他掏槽方法所取代。

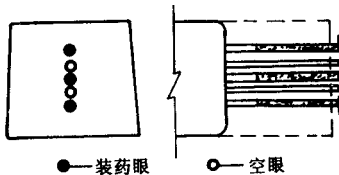


图 2-2-5 缝形掏槽

桶形掏槽,又称柱形掏槽。桶形掏槽是应用最广的垂直掏槽形式之一。桶形掏槽的

槽腔体积及宽度较大,有利于辅助孔的爆破。空孔的直径可等于或大于装药孔的直径,大直径空孔可形成较大的人工自由面和补偿空间,如图 2-2-6 所示。

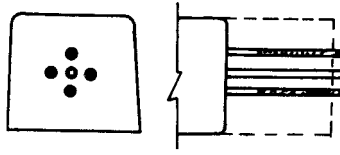


图 2-2-6 桶形掏槽

实验表明,空孔数目、空孔直径以及空孔到装药孔的最短距离对垂直掏槽的效果影响很大。在花岗岩、片麻岩等硬岩中,随着空孔直径的增大,空孔至装药孔中心的距离也应相应增大,当空孔直径一定时,如果孔距过大,则爆后岩石仅产生塑性变形而出现“冲炮”现象;孔距过小,爆破作用时会将相邻炮孔中的炸药“压死”,使之发生拒爆。

桶形掏槽由于是垂直工作面布置掏槽孔,完全没有向外抛碴的作用,通常可将空孔打深一点,并在延伸的炮孔底布置半个或一个药卷,于全部掏槽装药孔起爆之后爆炸,以便将岩碴推出槽腔。向上掘进天井时,采用桶形掏槽特别合适,因为岩碴的可借助重力向下崩落,图 2-2-7 列出了桶形掏槽的几种方案。

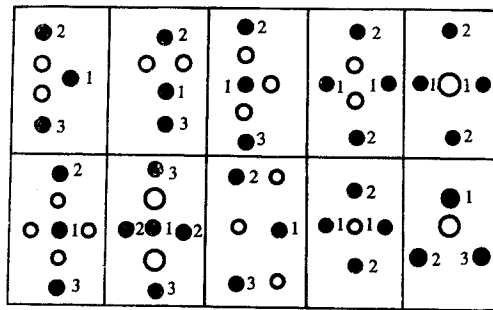


图 2-2-7 桶形掏槽的几种方案

○—空孔;●—装药孔;1、2、3—炮孔起爆顺序

螺旋掏槽。它是由桶形掏槽演变而来的,其特点是各装药炮孔至空孔的距离不等而依次递增,槽腔体积也是逐步扩展的。空孔到各装药炮孔的可依次取空孔直径的 1~1.8 倍、2~3.5 倍、3~4.5 倍和 4~5.5 倍,如图 2-2-8 所示。遇有特别难爆的岩石,可增加 1~2 个空孔以增大自由面和补偿空间体积。空孔可比装药炮孔略深,以便装入适量的清碴药包。整个装药炮孔都爆破以后,空孔底部的清碴药包的爆炸可将已破碎的岩碴推出槽腔。

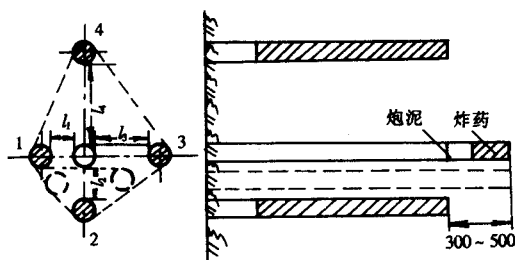


图 2-2-8 螺旋掏槽

综上所述,垂直掏槽不是以工作面而是以空孔壁作为主要自由面,它的最小抵抗线是从装药孔到空孔间的距离。因为掏槽炮孔互相平行,故从孔口到孔底的最小抵抗线均一样大,这样有利于岩石的破碎均匀和获得较大的爆破进尺,这一优点在较小断面井巷掘进时尤为明显。空孔的作用一方面是对爆破应力起集中导向作用,另一方面使岩石有足够的碎胀补偿空间,因此,空孔的大小、数量和位置在垂直掏槽方式中起极为重要的作用。

如果岩石特别难爆或巷道断面较大,可采用垂直炮孔和倾斜炮孔的混合布置掏槽方案。尽管掏槽孔布置方法多种多样,然而辅助孔和周边孔的布置却变化很小。依据岩石可爆性的不同,辅助孔间的距离一般可取 $0.4 \sim 0.8 \text{ m}$,周边孔间距离 $0.5 \sim 1 \text{ m}$ 。

2. 掘进炮孔的起爆顺序。为提高爆破效果,掘进炮孔必须有合理的起爆顺序,通常是掏槽孔→辅助孔→周边孔。每类炮孔还可以再分组按顺序起爆。合理的起爆顺序应使后起爆炮孔充分利用先期起爆炮孔所形成的自由面。一次起爆炮孔数少,除能够充分利用自由面之外,还能减弱震动、空气冲击波的强度和噪声。掏槽孔间的起爆顺序,因掏槽形式不同而不同。缝形掏槽和桶形掏槽的装药孔可采用瞬发雷管同时起爆,或用多段延期雷管起爆,螺旋掏槽采用延期雷管使装药孔逐一起爆。

辅助孔本身也可分段起爆。首先,与掏槽孔相邻的辅助孔先起爆,然后再依次使其他辅助孔爆破,最后是周边孔的起爆。

目前,微差爆破已经在井巷掘进中应用。使用毫秒电雷管或非电塑料导爆管起爆系统控制起爆顺序,可使破碎块度均匀,爆破效率提高,拒爆事故大为减少。

三、井巷掘进爆破参数的选择

确定井巷掘进各种合理的爆破参数,是取得良好爆破效果和加快掘进速度的重要前提。井巷掘进爆破参数主要有炮孔直径、炮孔深度、炮孔数目、单位炸药消耗量等。

1. 炮孔直径的选择。炮孔直径对凿岩生产率、孔数、单位炸药消耗量和巷道周壁平整度等都有影响。炮孔直径以及相应炸药直径的增大,使炸药能量相对地集中,这样,爆

速和爆炸稳定性都相应地提高。但是,过大的炮孔直径将导致凿岩速度显著下降,并影响岩石破碎质量、巷道周壁平整度和围岩稳固性。因此,必须根据凿岩设备和工具、炸药性能以及掘进的其他条件予以综合分析,合理选取孔径。

在大断面井巷掘进并采用凿岩台车和高效率凿岩机时,可采用 38 ~ 45mm 的大直径药卷来进行爆破,以提高爆破利用率和降低爆破材料的消耗。在断面面积 $S \leq 4\text{m}^2$ 岩石坚硬的小断面巷道、并使用高威力炸药时,应用 25 ~ 30mm 小直径药卷也取得了较好的爆破效果。

2. 炮孔深度的选取。炮孔深度是指炮孔底到工作面的垂直距离。炮孔深度是决定每班掘进循环次数的重要因素。为了实现快速掘进,在提高掘进机械化程度和改善工作组织的前提下,应力求加大孔深和增加循环次数。加大孔深可以提高工时利用率。究竟是浅孔多循环还是深孔少循环有利,须视具体掘进条件具体分析确定。在目前我国掘进技术装备条件下,单轨平巷的炮孔深度以 1.5 ~ 2.5m 用得较多。随着掘进机械化程度和爆破技术的不断提高,平巷炮孔深度有增大的趋势。

斜井或竖井井筒下掘时,由于需克服岩石重量对抛散的阻力,孔深受到限制。与此相反,向上掘进天井时可以将炮孔深度适当加大。

3. 炮孔数目的选取。炮孔数目主要同巷道断面、岩石性质和炸药性能等因素有关。炮孔数过少将造成大块岩碴过多,不利于高效率装岩;相反,炮孔数过多则会使凿岩工作量增大。通常,岩石愈难爆,需要使用的炮孔就愈多。考虑到多打炮孔将导致工时和成本增加,因此在保证合格的爆破效果前提下应尽可能减少孔数。

4. 单位炸药消耗量的选取。单位炸药消耗量随炸药性能、岩石性质、井巷断面以及爆破参数等因素的不同而不同。该值的大小对爆破效果、凿岩和装岩的工作量、炮孔利用率以及巷道周壁平整性和围岩稳定性等均有较大影响。单位炸药消耗量值选取偏低时,爆后巷道断面往往达不到设计要求;单位炸药消耗量值偏高时,不仅会造成浪费,而且还可能因过剩能量造成岩壁破坏和损坏支护和设备。因此,如果单位炸药消耗量值选用不当,将导致掘进工程技术经济指标降低,影响工程进度、质量和成本。

确定单位炸药消耗量后,再乘以巷道断面积和每次炮的进尺数就可以得到每循环应使用的炸药消耗总量:

$$Q = qSl\eta \quad (2-1)$$

式中 Q ——每次循环炸药消耗总量,单位为 kg;

S ——井巷掘进断面积,单位为 m^2 ;

l ——平均炮孔深度,单位为 m;

η ——炮孔利用率,一般为 80% ~ 95%;

q ——单位炸药消耗量,单位为 kg/m^3 。

以上求得的 q 和 Q 的值是平均值,至于各个不同炮孔和具体装药量,则应根据各炮孔应起的作用及条件的不同而加以分配。掏槽孔最重要,而且爆破条件最差,应分配较多的药量。辅助孔药量次之,周边孔药量分配最少。底孔分配药量最多,帮孔次之,顶孔最少。

平巷掘进时单位炸药消耗量参考值(所用炸药为 2 号岩石硝铵炸药)列入表 2-2-1。

表 2-2-1 平巷掘进时单位炸药消耗量参考值/ $\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$

掘进断面/ m^2	岩石普氏坚固系数 f				
	2~3	4~6	8~10	12~14	15~20
< 4	1.23	1.77	2.48	2.96	3.36
4~6	1.05	1.50	2.15	2.64	2.93
6~8	0.89	1.28	1.89	2.33	2.59
8~10	0.78	1.12	1.69	2.04	2.32
10~12	0.72	1.01	1.51	1.90	2.10
12~15	0.66	0.92	1.36	1.78	1.97
15~20	0.64	0.90	1.31	1.67	1.85
> 20	0.60	0.86	1.26	1.62	1.80

四、井巷掘进爆破说明书的编制

爆破说明书是工程施工组织设计的组成部分,是指导、检查和总结凿岩爆破工作的技术文件。应当根据地质条件、工程设计要求、施工计划和实际施工经验,理论结合实际来编制,并要根据施工条件的变化及时修正,才能获得良好的爆破效果。爆破说明书的内容包括:

- 1. 爆破作业的原始条件,包括掘进井巷的种类、断面的大小和形状、岩石性质(坚固性系数、裂隙和含水情况等)以及有无瓦斯和瓦斯等级。
- 2. 选用凿岩机具和爆破器材,包括炸药、雷管的品种,凿岩机的型号和工作面同时工作的台数,凿岩生产率的高低等。
- 3. 确定凿岩爆破综合工作参数,包括炮孔直径、炮孔深度、炮孔数目以及单位炸药消耗量等。
- 4. 炮孔布置,包括掏槽孔、辅助孔和周边孔的数量,各炮孔的装药量与装填结构,各炮孔的起爆顺序和炮孔布置三面投影图。

5. 预期爆破效果,包括炮孔利用率、每循环进尺、每循环炸药消耗量、单位炸药消耗量、单位雷管消耗量、单位炮孔消耗量等。

炮孔布置三面投影图如图 2-2-9 所示。

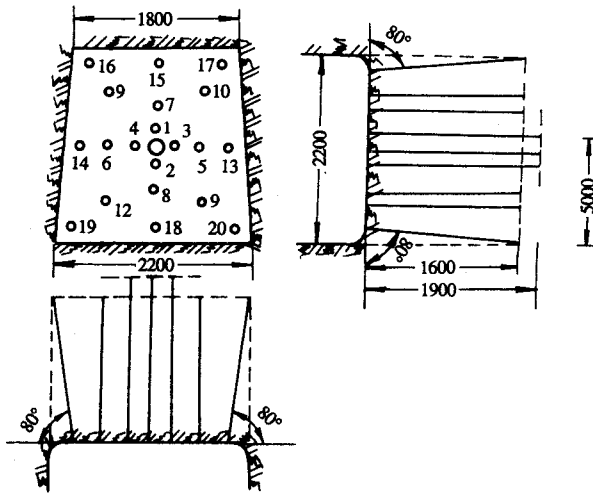


图 2-2-9 炮孔布置三面投影图

第二节 地下采场爆破

与井巷掘进爆破相比,地下采场爆破的特点是,具有两个以上自由面,自由面的面积和一次爆破量均比较大,一次爆破炸药量大,炸药单耗低,爆破方案的选择和起爆网路的设计比较复杂,所以爆破时的组织工作显得更为重要。

对地下采场爆破的质量要求是,爆破作业安全,每米炮孔崩矿量大,大块少,二次爆破量小,粉矿少,矿石贫化和损失小,材料消耗量低。

根据矿体赋存情况和设备能力条件,地下采场爆破按孔径和孔深的不同可分为浅孔、深孔和药室爆破三种方法。其中,药室爆破矿山已经很少采用。

一、地下采场浅孔爆破

地下采场浅孔爆破,由于药量分布均匀,一般破碎程度较好。地下采场浅孔爆破多采用上向炮孔或水平炮孔。矿石比较稳固时,可采用上向炮孔,如图 2-2-10 所示。矿石稳固性较差时,一般采用水平炮孔,如图 2-2-11 所示。

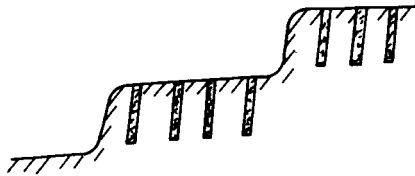


图 2-2-10 上向炮孔崩矿

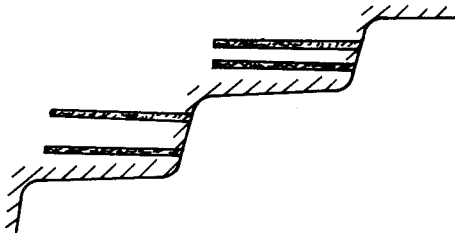


图 2-2-11 水平炮孔崩矿

工作面可以是水平单层,也可以是梯段形,梯段长 3~5m,高度 1.5~3.0m。按炮孔在工作面的排列形式有正方形或矩形排列与三角形排列之分,如图 2-2-12 所示。

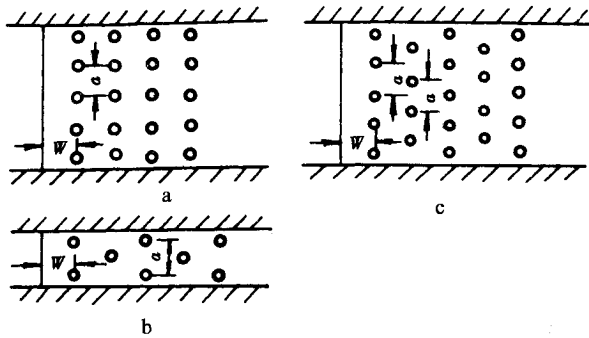


图 2-2-12 炮孔排列

a—正方形排列 b—窄幅三角形排列 c—宽幅三角形排列
W—最小抵抗线 a—孔距

三角形排列时,由于炸药的分布较均匀,一般破碎度较好,而不需要二次破碎,故采用较多。三角形排列一般用于矿石坚硬稳定采幅较窄的矿体,正方形或矩形炮孔排列一般用于矿石比较坚固、矿石围岩不易分离以及采幅较宽的矿体。

通常采用 32mm 直径的药卷,炮孔直径 d 取 38~42mm(最小抵抗线 W 和孔间距离 a 一般用下列经验公式确定:

$$W = (25 \sim 30)d \tag{2-2}$$

$$a = (1 \sim 1.5)W \tag{2-3}$$

式中 d ——炮孔直径,单位为 m 。

我国一些有色金属矿山使用了 $25 \sim 28mm$ 的小直径药卷进行爆破(相应的炮孔直径 $30 \sim 40mm$),在控制采幅宽度和降低贫化损失等方面取得了比较显著的效果。采用小直径炮孔爆破还可使凿岩生产率和采矿回收率有所提高,当开采薄矿脉、稀有金属矿脉或贵重金属矿脉时,特别适宜使用小直径炮孔爆破。随着炸药威力和装药技术水平的提高,小直径炮孔爆破必将更加广泛地获得应用。

地下浅孔采场爆破的单位炸药消耗量同矿石性质、炸药性能、炮孔直径、炮孔深度及采幅宽度等因素有关。一般来说,采幅愈窄,孔深愈大,单位炸药消耗量愈大。表 2-2-2 列出了地下采场浅孔爆破崩矿单位炸药消耗量参考值。

表 2-2-2 地下采场浅孔爆破崩矿单位炸药消耗量参考值

矿石坚固性系数 f	< 8	$8 \sim 10$	$10 \sim 15$
单位炸药消耗量/ $kg \cdot m^{-3}$	$0.26 \sim 1.0$	$1.0 \sim 1.6$	$1.6 \sim 2.6$

二、地下采场深孔爆破

在凿岩爆破工程中,凿岩这道工序占工时最长,在厚矿体大量崩矿时这一点显得特别突出。因此,凡是条件具备的地方都应尽可能采用凿岩生产率高的深孔爆破来进行崩矿。

1. 深孔布置方式。地下深孔布置可分为平行深孔和扇形深孔两类,如图 2-2-13 和 2-2-14 所示。按深孔的方向不同,它们又可分为上向、下向和水平三类。扇形深孔由于具有凿岩巷道掘进工程量小,深孔布置较灵活和凿岩设备移动次数较少等优点,故应用广泛。然而,由于扇形深孔呈放射状,孔口间距小而孔底间距大,因而崩落矿石块度不如平行深孔均匀,深孔利用率也较低。故对于矿体形状规则和要求矿石很均匀の場合,宜采用平行深孔。

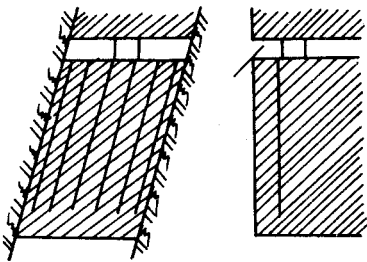


图 2-2-13 平行深孔布置

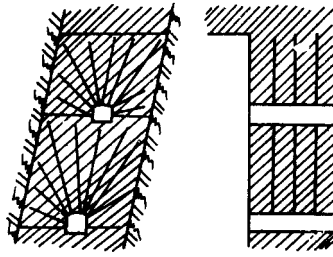


图 2-2-14 扇形深孔布置

除平行深孔和扇形深孔外,还有一种由扇形变型而来的炮孔布置,叫束状深孔。其特点是深孔在垂直面和水平面上的投影都呈扇形。束状深孔所需凿岩坑道工作量更少,爆破矿石块度也更不均匀,通常只应用于矿柱回采或采空区处理。

2. 爆破参数。它包括炮孔直径、最小抵抗线、孔距和单位炸药消耗量等。

(1) 炮孔直径。炮孔直径主要取决于凿岩设备、炸药性能及岩石性质等。采用接杆法凿岩时孔径多为 55 ~ 65 mm,潜孔凿岩时孔径为 90 ~ 110 mm,牙轮钻进时为 165 ~ 220 mm。

(2) 最小抵抗线。根据爆破一个深孔崩碎范围需用的炸药量同该孔可能装入的药量相等的原理,可以计算出最小抵抗线的值:

$$W = d \sqrt{\frac{7.85 \Delta \tau}{mq}} \quad (2-4)$$

式中 d ——炮孔直径,单位为 dm;

Δ ——装药密度,单位为 kg/dm^3 ;

τ ——深孔装药系数, $\tau = \frac{\text{装药长}}{\text{炮孔长}} = 0.7 \sim 0.8$;

m ——深孔密集系数, $m = \frac{a}{W}$, 对于平行深孔, $m = 0.8 \sim 1.1$, 对于扇形深孔,

$m = 1.1 \sim 1.5$ (孔底); $m = 0.4 \sim 0.7$ (孔口);

q ——单位炸药消耗量,单位为 kg/m^3 。

最小抵抗线也可根据孔径按下面经验公式选取:

$$W = (25 \sim 35) d \quad (2-5)$$

式中 d ——深孔直径,单位为 m。

(3) 孔间距。指同一排深孔相邻两孔之间的距离。对于扇形深孔布置而言,可分别用孔底距和孔口距来表示。孔底距是指由较短的深孔孔底至相邻深孔的垂直距离;孔口距是指堵塞较长的深孔装药端至相邻深孔的垂直距离,如图 2-2-15 所示。

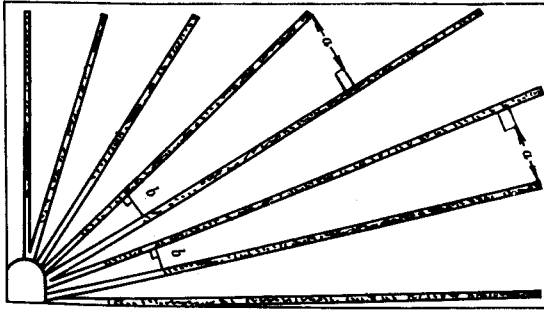


图 2-2-15 扇形深孔的孔间距

a —孔底距 ; b —孔口距

孔间距反映同排深孔孔网密度 ,排间距(通常与最小抵抗线相等)则反映排与排之间的孔网密度 ,而深孔密集系数则反映两者的相对关系。合理地选定孔距、最小抵抗线和密集系数的值 ,有利于改善深孔爆破效果。孔网过稀将使大块率增高 ,孔网过密则会浪费爆破材料而减少每米孔崩矿量。

(4)单位炸药消耗量。它是影响爆破效果和经济技术指标的重要爆破参数之一。它主要同矿石性质、炸药性能和采幅宽度等因素有关。选取合适的单位炸药消耗量时 ,不仅要考虑能否将矿石全部崩落下来 ,还要求崩落的矿石有合适的块度 ,以减少二次破碎工作量。实践表明 ,初次爆破的单位炸药消耗量过小 ,虽然能将矿石崩下来 ,然而二次爆破单位炸药消耗量却较高。不良的爆破块度不是造成过多的粉矿损失 ,就是影响装矿、运输、提升设备效率的提高。所以 ,单位炸药消耗量并不是愈低愈好 ,而是应该在具体情况下有其合理的范围。

我国现在使用硝铵炸药的情况下 ,地下金属矿山深孔爆破的初次爆破单位炸药消耗量在每立方米矿石零点几千克到一点几千克之间。

3. 爆破方案及布孔设计原则。地下深孔崩矿爆破设计 ,是回采设计的一个重要部分 ,主要包括确定爆破方案 ,布置孔位、设计起爆以及注明施工中应注意的事项 ,如安全问题等。

(1)爆破方案的确定。它包括确定合理的爆破规模、起爆方法 ,起爆顺序以及雷管段数等。

爆破规模应根据矿山的计划和任务要求、采场的采矿方法和任务要求、采掘工程量及安全条件等因素来确定。例如 ,遇有较大的断层破碎带或断层两侧的矿体有显著的位移时 ,为安全起见 ,人们往往不得不将受该断层影响的几个采场同时爆破。

起爆顺序应根据回采工艺的要求、地质条件、布孔方式等因素确定。例如 ,水平深孔崩矿时 ,补偿空间为拉底层 ,应由下而上逐层分段进行爆破 ;垂直深孔崩矿时 ,补偿空间

为切割立槽 ,应从立槽由近而远逐排分段进行爆破 ,在确定爆破规模、起爆顺序及段数时 ,应考虑爆破震动及空气冲击波的危害。

(2)布孔设计的原则。根据补偿空间的位置、爆破参数 ,起爆顺序及崩落范围 ,先将深孔划分为若干个深孔排 ,确定各排面的空间位置 ,然后对每排中各个深孔定位。

现以上向扇形深孔为例 ,介绍布孔设计的基本原则 :

在确定的排面上作排面的剖面图 ,确定凿岩中心点及崩矿范围 ;在布设深孔时 ,先布设控制爆破规模及轮廓的深孔 ,如图 2-2-16 中的(1)号、(5)号、(9)号孔 ,然后按孔底距适当布置其他深孔。上盘深孔或较深的深孔 ,孔距应大些 ;下盘深孔或较浅的深孔 ,孔距应小些。炮孔底部距采空区、巷道或硐室 ,应留 0.8~1.2m 不透穿。在难爆的矿石中 ,孔底应超出矿体轮廓线 0.4~0.6m ,以减少矿石损失 ;为使凿岩过程中排粉通畅 ,水平孔应略微向上倾斜。一般孔深在 8m 以下时 ,仰角可取 $3^{\circ}\sim 5^{\circ}$;孔深大于 8m 时 ,仰角可取 $5^{\circ}\sim 7^{\circ}$;相邻的扇形深孔排之间 ,深孔应相互错开布置。同一排面中的孔在相向布设时 ,孔底应相互错开 ,并使它们都有一定的超深。这样 ,药量分布比较均匀。必须防止深孔互相贯通。各深孔都应标明编号、孔深、倾角、方位及药量等参数。

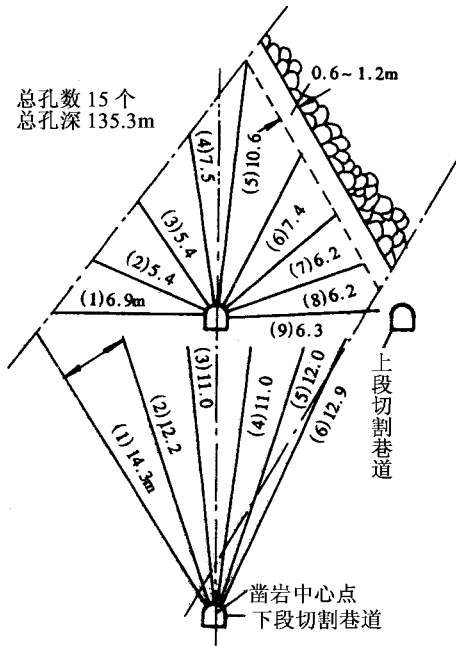


图 2-2-16 布孔设计示意图

(3)电爆网路的选择。地下深孔爆破如使用电力起爆 ,要求电源电压稳定 ,容量足够 ,网路可靠而且便于联接和导通 ,并应保证每个电雷管获得足够的起爆电流 ,直流电不小于 2.5A ,交流电不小于 4A。

由于深孔崩矿一次爆破量较大,并联、串联或简单的混联都不能满足起爆的要求。通常采取的电爆网路形式主要有串并并联、并串并联和并串并并联等。

①串并并联网路。这种联接方式适用于雷管数目多而深孔较为分散的大规模爆破,是一种串并联分区并联的网路,如图 2-2-17 所示。采用串并并联网路时,先根据各采场深孔分布情况将深孔划分成若干分区,每个分区的深孔采用串并联,最后将各分区网路并联起来同电源相接。

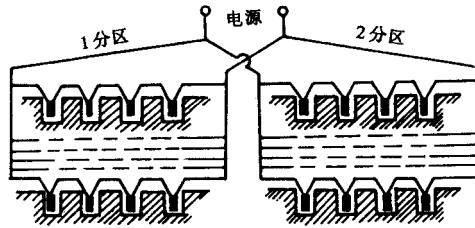


图 2-2-17 串并并联网路

②并串并联网路和并串并并联网路。并串并联分区再进行并联就是并串并并联网路,与串并并联网路不同之处是在每个深孔中使用 2 个并联的电雷管,以防万一有个别电雷管拒爆。在电雷管质量可靠的情况下,这些联接方式就不必使用了。

(4)电爆网路的详算法。选用铜或铝的合适规格导线时,常可将联接线的电阻忽略不计。然而,当电爆网路为大量电雷管组成的复杂网路时,大量联接线的累积电压降就不可忽略。由于各串联雷管组之间联接线上有电压降,因而不同串联组即使电阻相等,所获得的电流也是不等的。详算法就是根据电爆网路的这一实际情况,逐段进行计算的方法。先从离电源最近的一个串联组开始,逐一计算各串联组的电阻,直到求出网路总电阻和总电流。然后,再从离电源最近的一个串联组开始,逐一求算各串联组的端电压和通过该串联组的电流值,直到求出离电源最近的一个串联组内每个电雷管中所流过的电流值。

第三节 水下爆破技术

一、概述

水下爆破是工程爆破的重要分支。随着国民经济建设的发展,沿海、内河航运和国际贸易规模的日益扩大,海港码头、江河疏浚等水上水下建设工程日益增多,水下爆破愈

来愈迫切和重要。

号称天险的三峡航道可谓是滩险流急、暗礁密布,近 30 年来炸除的暗礁数以百万立方米计算。广东黄浦港大濠洲航道三年内清除暗礁 46 万 m^3 。为使珠江水流和海潮涨落畅通,横门水下定向硐室爆破将 5 万 m^3 岩石抛至河床深处和岸边,使河床浚深 7m,加宽 20m。其他如码头水下爆破等屡见不鲜。国外除用于以上工程外,尚用于海滨矿床开采和地基夯实等诸多方面。

水下爆破设计必须具备水深、流速、潮汐差、浪高、汛速、水下地形图和工程地质资料等。爆破器材应具有防水性,一般采用胶质、水胶、乳化炸药(尤其是起爆药包)。采用非抗水药时必须要有塑料袋密封包装,再加上适当配重。药包起爆通常采用导爆索和电力起爆系统,超声波遥控和电磁感应起爆方式有时也被应用。

水下爆破方法可分为三种,即裸露爆破、深孔爆破和硐室爆破。

二、水下裸露爆破

水下裸露爆破是把药包放置在水底岩石上进行爆破的一种爆破方法。主要用于消除暗礁、拆除水下桩、梁结构物、破冰、形成水下沟渠、压实地基、大块孤石的解体、清除障碍等方面。

当水深在 5m 以内的静水区时,可直接在水中设置药包(如破冰);当水深在 15m 以内时,由潜水员安放药包。

裸露爆破消除礁石时,可根据礁石外形在凹处或有裂缝处设置药包,亦可用绳索悬吊方法敷设药包。

礁石体积较小(孤石 $S < 20\text{m}^2$, $h < 3\text{m}$)时,药量计算可采用下式:

$$Q = qV \quad (2-6)$$

式中 q ——单位炸药消耗量,单位为 kg/m^3 ,一般 $q = 5 \sim 10\text{kg}/\text{m}^3$ (硝铵炸药);

V ——被爆礁石体积,单位为 m^3 。

礁石较大,需要多个或多排药包爆破时,药包间距 a 与排距 b 可按下式确定:

$$a = (1.8 \sim 2.5)h \quad (2-7)$$

$$b = (1.5 \sim 2.0)h \quad (2-8)$$

式中 h ——设计破碎深度。

水下沟渠(如过江管缆沟槽)爆破按设计线路敷设药包。药包布置参数按下式确定:

$$a = (2.5 \sim 3.5)h \quad (2-9)$$

$$b = (0.8 \sim 1)h \quad (2-10)$$

$$Q = qah \quad (2-11)$$

q 值随岩石硬度变化的范围为 $12 \sim 150\text{kg/m}^3$ 。

水下爆夯用以压实水下基槽或基础 ,其方法有在水中悬吊药包爆夯法和水底接触爆夯法。水中悬吊药包爆夯法以水为传压媒介实现夯实。其爆破参数为 ,药包间距 a ,药包悬吊高度 H ,有效夯实深度 h ,可按式确定 :

$$a = 1.4 R = 1.4 C_1 (Q)^{1/2} \tag{2-12}$$

$$H = C_2 (Q^{1/3})^{\beta} \tag{2-13}$$

$$h = C_3 (Q)^{1/3} \tag{2-14}$$

式中 C_1 ——系数 ,对夯实块石取 $1.5 \sim 2.2$,对夯实砂砾石取 $1.8 \sim 2.5$;

Q ——单个药包质量 ,单位为 kg ;

C_2 ——压密试验常数 ;

β ——压密试验指数 ;

C_3 ——夯实深度影响系数 ,夯实块石时取 $1.5 \sim 2.5$ 。

压密试验常数 C_2 和指数 β 列入表 2-2-3。

表 2-2-3 C_2 与 β 的试验值

地基组成	块 石	含碎砂的砂砾	砂砾石
C_2	0.25 ~ 0.30	0.35	0.4 ~ 0.5
β	2.2	1.95	1.8

单个药包药量可根据夯实区域水深 H_w 计算 :

$$Q = \left(\frac{H_w}{C_4} \right) \beta_1 \tag{2-15}$$

式中 C_4 ——试验常数 ,夯实块石时取 $2 \sim 3$,砂砾石取 $2.2 \sim 3.2$;

β_1 ——试验指数 ,块石取 2.29 ,砂砾石取 2.46。

水底接触爆夯法是将药包直接放在地基表面进行爆破 ,主要用于压实细砂土或粘性土。压实细粒砂土时的爆破参数为 :

$$R = (0.5 \sim 0.6) C_5 Q^{1/3} \tag{2-16}$$

$$a = (1.5 \sim 2.0) R \tag{2-17}$$

$$Q = 0.58 h_2 \tag{2-18}$$

式中 R ——有效作用半径 ,单位为 m ;

C_5 ——试验常数 ,中粒砂取 3.0 ,细粒砂取 $4.0 \sim 5.0$;

h_2 ——压实层厚度 ,单位为 m 。

压实粘土时的爆破参数为 :

$$\Delta h = C_6 Q^{c_7} \quad (2-19)$$

$$a = (1.5 \sim 2) \Delta h \quad (2-20)$$

$$Q = \left(\frac{\Delta h}{c_6} \right)^{1/c_7} \quad (2-21)$$

式中 Δh ——最大压缩率,单位为 m ;

c_6 ——压缩沉降系数,第一次爆夯为 0.4~0.5,第二次爆夯为 0.25~0.3 ;

C_7 ——压缩指数,第一次爆夯为 1/3,第二次爆夯为 1/4。

三、水下深孔爆破

通常用于开采水下坚硬矿床,或开挖江河海洋桥梁基坑、港坞修建等工程。

水下深孔爆破参数与地表深孔爆破相似,但由于水的不可压缩特性,导致穿爆工作指标恶化。与干孔比较,炸药单耗增加 1~1.8 倍,每米出矿量减少 1/2~2/3。

当水深较大时,为了减少台阶坡面方向水压引起的岩块移动阻力,可以采用两种办法。一是在水下台阶深孔主炮孔爆破的同时起爆台阶坡面前的药柱,以形成减压层。另一种办法是在台阶坡面下部眉线处安装软管,由空压机供风,以产生气泡帷幕减压(降低水的密度)。采用上述方法后,炸药单耗大为降低,破碎效果显著改善。

水下深孔爆破网路的敷设。有海浪时定位器为两个,对称布置。深孔装药可用专用管道输送防水炸药,水深小于 1m 时,用粗砂堵塞孔口 30~50cm,水深大于 1m 时,无需充砂,直接以水为天然堵塞材料。

四、水下硐室爆破

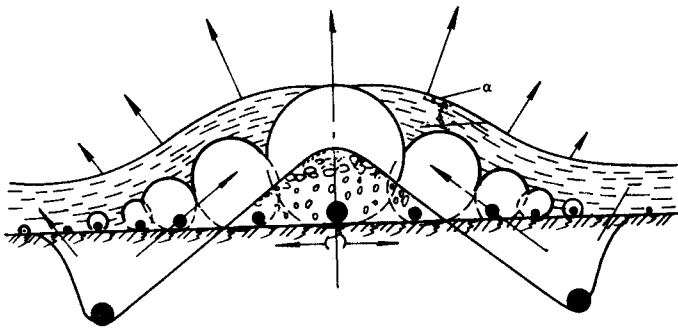


图 2-2-18 在水库底板上筑堤定向爆破

水下硐室爆破除用以挖深航道外,还可将大量土石方定向抛掷到附近水域,形成水中堤坝,如图 2-2-18 所示。其方法是从岸边向水库底板下掘进导硐和药室,其爆破参数与地面硐室爆破相同。区别在于,计算药室装药量时应当考虑克服覆盖水重的药能消

耗。当把水深 H_0 作为抵抗线的一部分时,药量计算式为:

$$Q = (k_0 H_0^3 + k_0 W^3) \times (0.4 + 0.6n^3) \quad (2-22)$$

式中 k_0 ——水的单位炸药消耗量,一般取 $0.2\text{kg}/\text{m}^3$ 。

为了减小水深对抛掷效果的影响,可在水库底板上安置圆柱状药包群,如图 2-2-18 所示。由中央依次向两侧微差起爆,在起爆延时过程中,覆盖水层以最佳抛角 45° 抛出,当位于水库底板边缘药包爆炸的瞬间,水下主药室同时起爆,所形成的水下气腔具有多种作用:第一,圆柱药包群爆炸时,水库底板得到压实,有利于坝体稳定性提高;第二,药室主药包爆炸时,岩块不致抛向水面,回落水柱不致冲击坝体;第三,边缘药包爆炸时所产生的压力可阻止主药包爆炸时岩石的对称飞散,为定向抛掷创造了条件;第四,两药室在对向抛掷中造成岩块碰撞,使坝体内岩石达到最大压实;第五,实现了本法的初衷,即水层的有害阻尼作用得到排除。

第三章 现代矿山控制爆破新技术

在采矿工程和土石方开挖工程中,采用一般的爆破方法时,往往使围岩受到某种程度的损害:原有的节理和裂隙扩展,同时产生新的破坏性裂隙,以致降低围岩的强度和稳定性;局部超挖;产生有害的地震效应等。这些副作用将给生产作业、支护和维修工作造成困难和隐患,甚至引发事故,特别是在不稳固的岩石中掘进永久性的重要巷道、硐室等工程时更是如此。针对这个问题,在爆破过程中可采取适当的方法、参数和工艺,使围岩不受明显的破坏,保持原有的强度和稳定性,力争不要支护或减轻支护结构所承受的载荷。因此,在 50 年代初期,国外在水利建设、隧道掘进和采矿工程中开始研究和试用光面爆破技术。此种爆破方法效果良好,发展很快,得到迅速推广。我国从 60 年代起,在吸取国外先进经验的基础上,研究和推广光面爆破技术,提高了工程质量,积累了丰富的经验。在冶金、煤炭、水利和铁道的掘进施工中,推广光面爆破技术,均取得了显著的效果。

控制爆破方法能够有效地控制爆破作用范围,降低爆破震动对周围的破坏作用,还可以用来进行特殊的爆破作业。

现代矿山生产中,机械化程度不断提高和设备大型化,要求爆下的矿岩块度均匀和一次爆破的规模较大,以提高设备的效率。因此要求爆破作业能够比较准确地控制岩石的破碎过程,以提高炸药爆炸能量的利用率,改善爆破效果。在这方面已有一些成功的控制爆破方法,如微差爆破、挤压爆破、光面爆破和预裂爆破等。

第一节 微差爆破

微差爆破又叫毫秒爆破,它是一种延期爆破,延期间隔时间是毫秒量级。由于前后相邻段药包爆炸时间间隔极短,致使各药包造成的能量场相互发生影响而产生一系列良好的效果。

一、微差爆破的优点

1. 可使爆破地震效应和空气冲击波以及飞石作用降低;
2. 可增大一次爆破量,减少爆破次数,提高大型设备的利用率;
3. 爆下的矿岩块度均匀,大块率低;
4. 爆堆形状整齐,爆堆比较集中,前、后冲小,有利于下个循环的穿爆作业,提高铲装生产率;
5. 可提高延米崩矿量。

因此,目前国内外露天台阶爆破和地下深孔崩矿工作中,广泛采用微差爆破。

二、微差爆破作用原理

微差爆破虽然在国内应用了多年,但由于矿岩性质复杂,爆破作用时间极短,因而至今尚未总结出一个能够准确指导生产实践的微差爆破理论。综合目前国内外的研究资料,微差爆破的基本原理有以下几点:

1. 应力增强作用。炸药在岩体中爆炸后,周围的岩石产生变形、位移,处于应力状态中。微差爆破时,先起爆的药包在岩体中形成的应力状态还未消失之前,后起爆的药包又在岩体中形成新的应力状态,两个应力叠加可使应力增强,因而改善破碎效果。
2. 增加自由面作用。先起爆的炮孔爆破,使其附近的岩石产生径向裂隙。径向裂隙发展到一定程度时,后起爆的炮孔再起爆,则这些径向裂隙就成为新的自由面。自由面的增加,有利于后起爆炮孔的破碎作用,爆破的破碎范围就可增大,因而,增大了孔间距和每米炮孔崩矿量,减少了炸药消耗量。
3. 岩块间的相互挤压碰撞作用。先爆的岩块在未落下之前,与后爆的岩块相互挤压碰撞。这样就充分地利用了能量,使岩块进一步破碎,因而提高爆破质量,易于控制爆堆,减小前冲。

4. 地震波相互干扰作用。只要选择恰当的微差时间间隔,使先后起爆的地震波相互作用,产生干扰,可以使地震波削弱。这样就减轻了爆破对附近建筑物、地下巷道和边坡稳定性的影响。

以上几个方面的作用,有时是综合的,有时以某种作用为主,主要是由爆破条件及爆破要求而定。

三、微差间隔时间的确定

确定合理的微差间隔时间和准确地控制它,是关系到微差爆破应用成功与否的关键。对于如何确定合理的微差间隔时间国内外许多学者进行了大量的研究工作,并提出了许多确定的原则和计算方法。由于对微差爆破破碎矿岩的机理还无定论,暂时还不能判明哪一种方法是最可取的。在实际爆破工作中,大都认为合理的微差间隔时间应能得到良好的爆破破碎和最大限度地降震的效果。根据实地爆破观测研究的结果,从起爆到矿岩被破坏和发生位移的时间,大约是应力波传到自由面所需时间的5~10倍。换言之,岩石的破坏和移动时间同最小抵抗线(或底盘抵抗线)的大小成正比,即:

$$\Delta t = KW \quad (3-1)$$

式中 Δt ——微差间隔时间,单位为ms;

K ——系数,根据试验资料或生产经验统计资料得出;在露天台阶爆破条件下, K 值为2~5;

W ——最小抵抗线或底盘抵抗线,单位为m。

该式适用于露天台阶爆破。在地下或露天的挤压爆破中,爆破破碎岩石的有效作用时间较长,在严格保证起爆的合理顺序条件下,微差间隔时间应取得稍长些。在井巷掘进中,抵抗线比较小,微差间隔时间要取得短一些。

一般矿山爆破中实际上采用的微差间隔时间为15~75ms,通常用15~30ms,排间微差间隔时间可取长些,以保证破碎质量和改善爆堆挖掘条件以及减少飞石和后冲。

四、控制微差间隔时间的方法

在矿山生产中普遍采用的控制微差间隔时间的方法,有毫秒电雷管起爆系统、导爆索和继爆管起爆系统、非电塑料导爆管起爆系统等。有时为了对起爆间隔时间加强控制,可在孔外用微差起爆器来实施微差起爆。

五、大孔距爆破技术

在露天台阶深孔爆破中,破岩质量影响穿爆,二次破碎、铲运等生产效率和费用,一

直是爆破技术领域中的一个重要问题。大孔距爆破技术是 70 年代瑞典 U·兰格弗尔斯研究发明的,这种方法一般认为是在保持炮孔负担面积不变的前提下,增大邻近系数值,即加大孔距,相应缩小抵抗线的爆破技术。该技术最初在瑞典、澳大利亚、日本等国的石灰石矿应用,后来许多国家都开始试验应用。我国从 80 年代开始对该项新技术着手研究与试验,至今已取得了较大的进展和明显效果。不论是国内还是国外的研究结果均表明,大孔距爆破具有提高破岩质量以及矿山综合经济效益的优越性。

1. 大孔距爆破机理。应力波理论告诉我们,炸药爆炸时,炮孔周围由于切向拉应力产生径向裂缝,裂缝形成的同时,将在岩体中产生一个由裂缝面向两侧发展的应力释放波,此应力释放波所到之处将使岩体中原有应力下降。在采用较小的邻近系数时,炮孔间由于应力波叠加作用首先达到岩石的抗拉强度而破坏,孔间裂缝先于其他方向裂缝形成,产生一个向四周扩展的应力释放波,使周围岩体中应力降低,抑制了炮孔其他方向裂缝的形成和发展,从而使破碎程度下降。预裂、光面爆破的成功应用便是例子。反之,当适当增大邻近系数,爆破时相邻孔间拉应力减弱,避免了孔间过早击穿,使爆破孔周围裂隙不受孔间裂缝优先贯通而产生应力释放波的影响,而充分发育。同时又由于抵抗线较小,这些裂隙更容易发展到后一排炮孔周围,后排炮孔爆破是在前排炮孔爆破形成的裂隙包围下进行破岩的,因此,岩体更易破碎。另外,小抵抗线,加强了反射拉应力波,并具有更大的初速度向前运动,加强了介质碰撞的动能。因此欲取得较好的爆破效果和较大的爆破量,有个对爆破孔网参数的合理选择问题,以充分利用爆破能量。

2. 确定合理密集系数 m 的条件。选取合理的 m 值,是为了获得最佳破碎效果。为此就必须避免孔间裂缝过早贯通,减少爆轰波不利的相互干扰,延长爆炸气体作用时间,较充分地利用反射波的能量,从而保证径向裂隙得到充分发育,使爆炸气体能量及反射波能量得到充分利用。

最小抵抗线过大和孔距过小,孔间裂隙容易过早贯通,爆炸气体容易过早从孔间裂隙中逸出,反射拉伸波很小,而载荷释放波又削弱了径向裂隙的扩展。而过大的孔距和过小的最小抵抗线,虽然反向波能量较强,但大部分气体能量过早逸出,从而影响了孔间岩石的破碎甚至留有三角带。增大 m 值实质是赋予炮孔以合理的负担面积大小和形状,炮孔密集系数 m 值的大小,反映了爆炸能量在被爆岩体平面上的几何分布。 m 值在参数选取中一直被认为是确定孔距大小的重要依据。从国内外矿山爆破实践看, m 值已达到 3~8。增大 m 值可以充分地利用炸药的爆炸能量,因此 m 值的大小,在某种程度上可以说明孔网参数的合理性。因为 m 值决定于 W 值的大小,而最小抵抗线 W 又和岩石性质、孔径和孔深等因素有关。

3. 大孔距爆破应用的实例。大孔距爆破法多采用三角形方式布孔,毫秒间隔起爆,

此法设计要点是,在孔网面积不变的情况下,在中等硬度以下的矿岩中爆破时,应将孔距加大到最小抵抗线的 4 ~ 6 倍。在坚硬矿岩中爆破时,孔距加大到最小抵抗线的 2 ~ 4 倍。大孔距爆破设计的核心是确定最佳破碎抵抗线,但在露天矿爆破中,减小最前一排孔抵抗线很可能出现矿岩抛掷和飞石,这会增大危险半径和铲装难度。为了杜绝这种现象,可适当加大最前一排炮孔的抵抗线,相应缩小炮孔的间距。

为了解决爆后掌子面的不平整问题,也可适当增大最后一排炮孔的排距和缩小孔间距。苏联卡奇卡纳采选公司露天矿,在对角式微差起爆方式中,采用 $m = 8 \sim 12$,毫秒间隔 20ms ,爆破效果达到最佳。与 $m = 1.1$ 时相比,大块率降到 0.5% ~ 0.8%。本钢歪头山铁矿, m 值由 1 ~ 1.1 增大到 2 ~ 3 时,爆堆集中平缓,块度均匀,大块率由原来的 3% 降到 1.5% ,没有根底,后翻和后冲现象也大大地减少,延米爆破量增加 35% ~ 50% ,炸药单耗下降 10% ~ 15%。

综上所述,实现大孔距爆破的两条途径是,改平行正方形布孔方式为矩形或交错布孔形式;采用顺序起爆技术,用延期间隔时间调节起爆顺序,以获得较大的实际炮孔密集系数值。这两条途径往往被同时采用,而且多采用 V 形、波浪形或斜线起爆。

六、孔内微差间隔起爆

80 年代,国外露天矿出现加大台阶高度的趋势。美国露天矿台阶高度达 15 ~ 65m ,一般多用 20 ~ 25m。德国温杰尔堡公司露天矿用两个高达 60m 的台阶开采坚硬石灰岩,每个台阶在爆破后分为 39m 和 21m 的上、下两个分段。澳大利亚霍夫曼露天矿开采石灰岩的台阶高度达 100m。前苏联露天矿台阶高度为 12 ~ 30m。

高台阶可加大一次爆破规模,提高生产效率,改善穿爆、运输工作的生产技术经济指标,可在较大范围内调整采剥工作制度,降低采剥比。高台阶爆破,要求孔内毫秒间隔起爆。孔内毫秒间隔起爆,不仅可满足高台阶爆破的需要,而且还能改善爆破质量并提高延米崩矿量。

孔内微差间隔起爆,是在同一个炮孔中进行分段装药,各分段装药之间进行毫秒间隔起爆。孔内毫秒间隔起爆,实践证明具有毫秒起爆和间隔装药二者的优点。下面就几个具体问题简单介绍如下。

1. 装药结构与起爆顺序。孔内毫秒间隔起爆时,装药结构采用分段装药。就一个炮孔来说,起爆顺序有两个方案:自下而上或自上而下毫秒间隔起爆。对于两排相邻炮孔,起爆顺序可以有多种方案。因为它不仅在水平面内,而且在垂直面内也有起爆时间间隔,岩石受多次重复的应力波的作用,整个岩体中应力分布均匀。

2. 间隔时间。自下而上起爆的合理间隔时间为:

$$\Delta t = \frac{L_4}{D} + \frac{L_3}{v_H} + \frac{L_2}{v'_H} \quad (3-2)$$

式中 L_4 ——下部装药长度；
 L_3 ——中间填塞长度；
 L_2 ——上部装药长度；
 v_H ——应力波在充填物中的传播速度；
 v'_H ——应力波在炸药中的传播速度；
 D ——炸药爆速。

实践证明,在台阶高度为 12 ~ 15 m 的坚硬岩石中,使用威力较高的炸药时,间隔时间以 10 ms 为宜;如果台阶高度较高或炸药威力较低(铵油炸药),间隔时间以 10 ~ 20 ms 为宜。

综上所述,和普通爆破相比,孔内微差间隔起爆,具有下列优点:改善破碎效果,自下向上毫秒间隔起爆可以减小超深,减小爆堆宽度和后冲作用,降低单位炸药消耗量,提高装运效率;其缺点是装药比较麻烦。

第二节 挤压爆破

矿岩一经破碎,其体积通常会比原生状态时增加 50% ~ 60%,故在自由面处留出足够的补偿空间来容纳爆碎的岩石。地下崩矿时,所进行拉底或拉切割槽工程,就是为了提供补偿空间。在这种爆破条件下,常产生碎块的抛掷和空气冲击波,致使炸药爆炸能量的利用率不高。在露天台阶爆破时,为了避免设备损坏,还需要在爆破前后拆、装轨道和运移大型设备,因而费时费钱很不经济。

挤压爆破就是在没有足够补偿空间的条件下进行爆破。也就是说,在待爆破的矿体自由面前面,留有已爆落的矿石碎块,使待爆破的矿石在已爆落矿石的覆盖和阻挡条件下进行爆破。这种爆破方法称为挤压爆破或压(留)碴爆破。与自由空间条件下的爆破比较,这种爆破方法可延长爆炸气体的作用时间,减少矿石的抛掷,改善矿石的破碎效果。

一、挤压爆破机理

挤压爆破产生的应力波向自由面(台阶坡面)方向传播,而松散矿石的密度大于空气

密度 ,反射率降低约 20% ~ 30% ,透射率增加 ,不利于破碎。但是 松散矿石的阻挡作用 ,可延长高压爆破气体的作用时间 ,有利于裂隙的发展 ,提高爆破能量利用率 ,促使矿石带以 50 ~ 100m/s 的速度撞击和挤压松散矿石 ,进一步破碎矿石 ,同时把抛掷能量和空气冲击波的能量转变为破碎矿石的有用功。

根据应力波理论 ,药包爆破在岩石中引起应力波的传播。当应力波传播到自由面时 ,一部分入射波能量转化为反射波 ,而其余部分则转化为透射波。在界面处 ,入射波同反射波、透射波三部分能量间有如下关系 :

$$W_r = \left(\frac{\rho_1 c_1 - \rho_2 c_2}{\rho_1 c_1 + \rho_2 c_2} \right)^2 W_i \quad (3-3)$$

$$W_t = \frac{4\rho_1 c_1 \rho_2 c_2}{(\rho_1 c_1 + \rho_2 c_2)^2} W_i \quad (3-4)$$

式中 W_i 、 W_r 、 W_t ——入射波、反射波、透射波能量 ;

$\rho_1 c_1$ ——介质 I 的波阻抗 ;

$\rho_2 c_2$ ——介质 II 的波阻抗。

二、露天台阶挤压爆破

露天台阶挤压爆破也称为压碴爆破。露天挤压爆破与自由空间爆破相比具有以下优点 爆堆集中 ,块度小 ,没有根底 ,铲装效率高 ,矿岩飞散距离小 ,安全距离大大减小。

1. 单位炸药消耗量。挤压爆破时反射波的应力和能量降低 ,透射波的应力和能量增大。为了不降低反射波能量 ,需相应增加挤压爆破的单位炸药消耗量 q' 。

$$q' = Kq \quad (3-5)$$

式中 q ——标准条件下的单位炸药消耗量 ,单位为 kg/m ;

K ——挤压系数 ,与矿体、矿石波阻抗有关 , $K = 1 \sim 1.4$ 。

$$K = \left(\frac{\rho_1 c_1 + \rho_2 c_2}{\rho_1 c_1 - \rho_2 c_2} \right)^2 \quad (3-6)$$

其中第一排孔的炸药单耗要比其他各排孔增加 10% ~ 15% ,最后一排孔的排距应缩小 10% ,炸药单耗增加 30% ~ 40%。

2. 压碴厚度和高度对爆破质量的影响。压碴堆积的次数愈多 ,厚度就愈大 ,堆积的时间就愈长 ,这样就使爆堆的密度升高而松散系数降低。这时 ,缺乏必需的补偿空间 ,使得爆堆的高度增加。一些矿山经常使爆堆(压碴)厚度保持在 10 ~ 20m。如孔网参数小 ,压碴厚度可取大值。一般压碴的厚度愈大 ,其高度也就愈高。应根据台阶高度决定合理的压碴厚度。如果台阶高度小 ,并且铲装设备容积小 ,则更须经常注意控制爆堆高度。应尽可能地减小爆破前的爆堆厚度 ,或者控制爆破的排数 ,以及改变布孔方式和起爆顺

序。

国内一些矿山的压碴厚度一般为 10 ~ 15m 左右 ,个别矿山的压碴厚度达到 20 ~ 25m。

3. 一次爆破的排数。从提高爆破效果的目的出发 ,一般不采用单排孔留碴爆破。生产实践表明 ,露天挤压爆破一次应不少于 3 ~ 4 排 ,多数用 4 ~ 7 排。排数过多 ,势必要增大单位炸药消耗量 ,而且难以保证爆破效果。

4. 微差间隔时间。为了有较长时间挤压前面的碴堆 ,微差间隔时间要长些 ,一般要比普通微差爆破的间隔时间长 30% ~ 50%。我国露天矿多排孔挤压爆破的间隔时间常取 50ms 以上。

三、地下深孔挤压爆破

根据获取补偿空间的方法不同 ,地下深孔挤压爆破可分为向相邻松散矿岩挤压和小补偿空间挤压两种。

1. 向相邻松散矿岩挤压爆破。爆破时 ,事先不要开凿专门补偿空间 ,而是借爆炸应力波强烈压缩和爆炸气体膨胀推力的作用 ,挤压相邻松散岩石来获得补偿空间。爆破后在工作面处的松散矿石挤压之后形成一道空槽 ,其最大宽度可达 1m 左右。随着爆破层厚度的增加 ,工作面的空槽逐渐减小 ,直至完全消失。

单排孔爆破只有一次挤压作用 ,爆破效果改变不大。因此 ,多排挤压爆破毫秒起爆法 ,是地下深孔爆破常用的挤压爆破方法。

第一排孔的爆破情况和单排孔相似 ,后面各排以毫秒间隔顺序起爆。由于前后各排深孔间的起爆时间间隔很短 ,前面爆下的矿石以一定的动能向前挤压 ,爆破工作面前形成暂时空槽 ,这时后排深孔起爆 ,可以充分利用反射波的能量将矿石拉伸破碎 ,加大飞石速度 ,而且受碴堆阻挡作用爆炸气体的作用时间延长 ,有利于破碎。

地下采矿多排孔挤压爆破时 ,一次爆破孔数、排数较多 ,崩矿体范围较大。所以 ,地下采矿深孔多排挤压爆破的主要参数及工艺与微差相同 ,除了要严格按照微差爆破的基本要求外 ,还必须考虑下列参数。

(1) 松动系数。爆破后 ,松散矿石被挤压。为了保证下一次挤压爆破有足够的松散度 ,必须通过松动放矿来实现 ,放出矿量是前次崩矿量的 20% ~ 30%。

(2) 补偿系数。挤压爆破可以不开凿专门的“补偿空间” ,但是为了容纳爆破后具有一定碎胀系数的松散矿石 ,仍需要一定补偿空间 ,其容积以补偿系数 K_B 来表示 :

$$K_B = (V_B / V) \times 100\% \quad (3-7)$$

式中 V_B ——补偿空间的体积 ;

V ——崩落矿体原体积。

一般条件下, $K_B = 10\% \sim 30\%$ 。

(3) 最小抵抗线。它是爆破的主要参数之一, 与矿石性质、炸药性能、炮孔直径和爆破层厚度等因素有关。为防止破坏下一次爆破的第一排孔, 减少或消除冲入巷道的矿石量, 有的矿山采取适当减少每次爆破最后一排炮孔孔口部分的装药量, 以及适当加大第一排炮孔最小抵抗线的办法来解决这个问题。同时为了满足第一排炮孔要求加大爆破能量的需要, 和防止其部分炮孔破坏所带来的不利影响, 在第一排孔后 $0.4 \sim 0.6\text{m}$ 处增加一排炮孔, 称之为加强排。加强排与第一排同时起爆。一般第一排孔的最小抵抗线比排距增加 $20\% \sim 40\%$, 装药量增加 $25\% \sim 30\%$ 。

(4) 一次爆破层厚度。增加一次爆破层厚度, 可增大爆破量, 减少循环次数, 而且因炮孔排数或层数的增加, 在一定范围内有利于挤压矿石的位移, 有利于矿石补充破碎, 更有效地利用炸药能量。但是爆破层太厚, 将会产生矿石“挤死”现象, 造成矿石难放出, 甚至破坏下次爆破的深孔。所以, 一次爆破层厚度约 $10 \sim 20\text{m}$ 左右, 个别可达 $20 \sim 30\text{m}$, 一般为 $20 \sim 25\text{m}$ 。

(5) 装药结构。扇形深孔不装药长度应大于最小抵抗线 1 至 2 倍; 孔口装药端的相互距离应大于相当于 0.8 倍的最小抵抗线长度。

(6) 毫秒间隔时间。挤压爆破比一般爆破的毫秒间隔时间长 $30\% \sim 60\%$, 使前排爆破能形成良好的空槽, 以利后排的挤压作用。

2. 小补偿空间挤压爆破。地下矿小补偿空间挤压爆破, 是要事先开凿专门的补偿空间。但只有崩落矿石的松散系数小于 $1.2 \sim 1.3$ 时, 才可采用小补偿空间挤压爆破。这种挤压爆破是在被崩落的矿体内, 事先开凿一个或几个小补偿空间。由于补偿空间比较小, 自由空间爆破时, 抛掷矿石的部分能量转化为破碎矿石。当崩落矿石已充满补偿空间后, 其继续崩落矿石的爆破机理与前述挤压爆破相同, 而且不受相邻矿的约束, 一次爆破量可以灵活掌握。

小补偿空间挤压爆破可以广泛用于有底部结构强制崩落法的各种回采方案。由于回采方案不同, 这种挤压爆破大体可以分为两类: 一是利用切割槽(井)作自由面的小补偿空间挤压爆破; 二是利用拉底空间作自由面的小补偿空间挤压爆破。

在小补偿空间挤压爆破中, 切割槽(井)的位置和数量是一个重要因素。一个槽(井)负担的崩矿厚度, 一般可达 $10 \sim 15\text{m}$ 。切割槽(井)的位置应布置在矿体的最厚部位。切割槽(井)的爆破质量和拉底层临时矿柱的爆破质量, 具有更为重要的意义, 它往往决定整个采场爆破的成败。小补偿空间挤压爆破独立性强, 灵活性大, 除粘结性大的矿石外, 一般都能应用。

第三节 光面爆破

光面爆破就是控制爆破的作用范围和方向,使爆破后的岩面光滑平整,防止岩面开裂,以减少超、欠挖和支护的工作量,增加岩壁的稳固性,减少爆破的振动作用,进而达到控制岩体开挖轮廓的一种技术。

一、光面爆破的特点

与普通爆破相比较,光面爆破的特点是:

1. 周边轮廓线符合设计要求;
2. 爆破后的岩面光滑平整,通风阻力小,岩面上应力集中现象减少,肉眼几乎看不到爆破裂隙,原有构造裂隙也不因爆破影响而有明显扩展,可保持围岩的整体性和稳定性,有利于施工的安全;
3. 可减少超挖或欠挖,节省因超、欠挖而增加的工程量和费用,提高工程速度和质量,光面爆破后通常可在新形成的壁面上残留清晰可见的半边孔壁痕迹;
4. 与喷射混凝土和锚杆支护相配合,正逐步形成一套多快好省的工程施工新工艺。

二、光面爆破机理

光面爆破是沿开挖轮廓线布置间距较小的平行炮孔,在这些光面炮孔中进行药量减少的不耦合装药,然后同时起爆。爆破时沿这些炮孔的中心联接线破裂成平整的光面。通过国内外实验室研究和现场生产实践可以看出,光面爆破时由于采用不耦合装药,药包爆轰后,炮孔壁上的压力显著降低,此时药包的爆破作用为准静压作用。当炮孔压力值低于岩石动抗压强度时,在炮孔壁上就不致造成“压碎”破坏。这样爆轰波引起的应力波只能引起少量的径向细微裂隙,裂隙数目及其长度随不耦合系数和装药量而不同。一般在药包直径一定时,不耦合系数值愈大,药量愈少,则细微裂隙数愈少而长度也愈短。光面炮孔组同时起爆时,由于起爆器材的起爆时间误差,不可能在同一时刻爆炸。先起爆的药包的应力波作用在炮孔周围产生细微径向裂隙,如图 2-3-1b 的 A 炮孔所示。由于 B 炮孔所起的导向作用,结果沿相邻两炮孔联心线的那条径向裂隙得到优先发育。在爆炸气体作用下,这条裂隙继续延伸和扩展。在相邻两炮孔的炮孔连心线同孔壁相交处产生应力集中,此处拉应力值最大, A、B 两炮孔中爆炸气体的气楔作用将这些径向裂

隙加以扩展 ,成为贯通裂隙 ,最后造成光面(图 2-3-1c)。

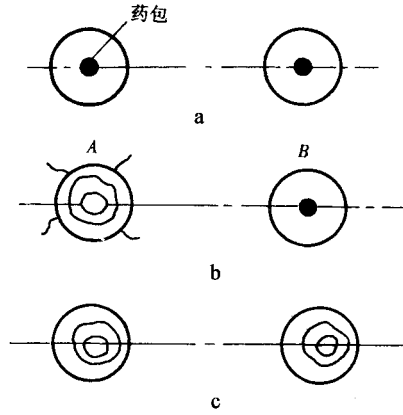


图 2-3-1 光面爆破时炮孔连心线上破裂面的形成

a—炮孔装药情况 ;b—先爆炮孔对相邻炮孔的影响 ;c—光面的形成

三、光面爆破参数

为获得良好的光面效果 ,一般可选用低密度、低爆速、低体积威力的炸药 ,以减少炸药爆轰波的击碎作用和延长爆炸气体的膨胀作用时间 ,使爆破作用为准静压力作用 ,应尽可能应用光面爆破专用药卷以获得预期的效果。

1. 不耦合系数。不耦合系数 K 是指炮孔直径 d 和药卷直径 d_0 之比。

$$K = d/d_0 \quad (3-8)$$

不耦合系数 $K = 1$,表示炮孔直径和药卷直径完全耦合 ,炮孔全部被炸药装满 ,药卷与孔壁之间没有空隙。此时 ,爆轰压力对孔壁作用明显。 $K > 1$,表示炮孔直径与药卷直径不耦合 ,药卷与孔壁之间有空隙。 K 越大 ,则空隙也越大。合理的不耦合应使炮孔压力低于岩壁动抗压强度而高于动抗拉强度。如果 $K_c > K > 1$ (K_c ——产生压碎圈的临界不耦合系数) ,光面爆破的效果就不好 ; $K > K_c > 1$ 是进行光面爆破时获得良好效果的必要条件。实践证明 , $K \geq 2 \sim 5$ 时 ,光面效果最好。

2. 炮孔间距 a 。一般为炮孔直径的 $10 \sim 20$ 倍。在节理裂隙比较发育的岩石中应取小值 ,整体性好的岩石中可取大值。

3. 最小抵抗线 W 。光面层厚度或周边孔到邻近辅助孔间的距离 ,是光面孔起爆时的最小抵抗线 ,一般它应大于或等于光面孔间距。

4. 炮孔邻近系数 m 。 m 值过大时 ,爆后有可能在光面孔间的岩壁表面留下岩石埂 ,造成欠挖 ; m 值过小时 ,则会在新的壁面造成凹坑。实践表明 ,当 $m = 0.8 \sim 1.0$ 时 ,爆后的光面效果较好 ,硬岩中取大值 ,软岩中取小值。

5. 线装药密度。它是指单位长度炮孔中装药量的多少(g/m)。为了控制裂隙的发育以保持新壁面的完整稳固,在保证沿炮孔联心线破裂的前提下,应尽可能少装药。软岩中一般可用 $70 \sim 120\text{g/m}$,中硬岩中为 $100 \sim 150\text{g/m}$,硬岩中为 $150 \sim 250\text{g/m}$ 。

6. 起爆间隔时间。实验室爆破试验研究表明,齐发起爆的裂隙表面最平整,微差延期起爆次之,秒差起爆最差。齐发起爆时,炮孔间贯通裂隙较长,抑制了其他方向裂隙的发育,有利于减少炮孔周围的裂隙的产生,可形成平整的壁面。所以,在实施光面爆破时,间隔时间愈短,壁面平整的效果愈有保证。应尽可能减小周边孔间的起爆时差。相邻光面炮孔的起爆间隔时间不应大于 100ms 。

四、影响光面裂缝形成的因素

影响光面裂缝形成的因素很多。主要因素有装药量和装药结构,最小抵抗线与孔间距的比值、起爆方法、空孔等。

1. 装药结构。为了不破坏需要保护一侧的围岩,要采用较大的不耦合系数 K ,环状间隙装药和间隔装药,以及低猛度、低爆速(如爆速为 $2000 \sim 3000\text{m/s}$),低密度的炸药。根据岩石的坚固性和炸药特性,合理地确定不耦合系数和装药结构,是搞好光面控制爆破的关键之一。

2. 最小抵抗线、空孔与孔距。控制爆破炮孔要适当加密,才能有效地形成光面裂隙。在模拟实验中可以看出光面孔距不能过大。一块有机玻璃中钻一装药孔,其周围按不同距离钻一些空孔。装药孔起爆后,裂隙明显地只朝距离较近的空孔发展。孔距过大,光面裂隙就不能形成。孔距也不能过小,过小,要增加凿岩工作量,装药偏多,成本上升,且控制爆破效果不好。

最小抵抗线应大于光面孔的孔距。最小抵抗线过小时,孔与孔之间的光面裂隙来不及贯通,各孔就已朝自由面形成爆破漏斗,结果产生凹凸不平的破裂面。相反,最小抵抗线过大时,光面裂隙固然容易形成,但是自由面方向的爆破效果可能要恶化,大块多。根据推算和实验分析,孔距和最小抵抗线的比值最好是 $0.8 \sim 1$ 。在节理、裂隙发育的岩石中以及开挖面的拐角、弯曲部分,要加密炮孔或增加导向空孔。

3. 起爆顺序。从模拟爆破的结果看,以同时起爆效果最好,毫秒间隔起爆效果次之,同段延期起爆效果最差。

五、光面爆破的施工方法

目前在质量要求较高或服务年限较长的岩壁的爆破工程中,光面爆破的使用日益广泛。为保证光面爆破良好的效果,除了根据岩石性质、工程要求等条件正确选用光面爆

破参数外,精确凿岩极为重要。实践表明,离开精确凿岩,是达不到预期光面爆破效果的。然而炮孔的偏斜是很难避免的。为了控制炮孔底部的偏离,应选用要求工作空间较小的优良钻机。凿岩时,边孔口开在设计轮廓线上,在凿岩过程中应使边孔稍微向外倾斜($3^{\circ} \sim 5^{\circ}$),使孔底落在设计轮廓线外约 $100 \sim 150\text{mm}$ 处,以便在钻凿下一循环炮孔组时钻机有足够工作空间可用。此外,炮孔之间要互相平行,孔底要落在同一平面上。这样,爆破后实际轮廓线才会呈缓接的阶梯状。

用光面爆破掘进巷道时有两种方案:一种是全断面一次掘进,如图 2-3-2 所示。此时掏槽孔、辅助孔等的参数按普通爆破来设计,周边孔则按光面爆破来设计。可用多段毫秒电雷管或非电塑料导爆管起爆系统顺序起爆。掏槽孔间、辅助孔间起爆间隔时间不应小于 25ms 。邻近周边孔的一排炮孔的药量要比其他炮孔的药量少,以控制围岩爆震裂隙的发展。另一种是分次掘进,先掘进超前导硐,然后再刷大,如图 2-3-3 所示。这种方案常用来掘进大断面巷道或硐室。这种预留光面层法的特点是,在爆破周边孔之前可根据爆破超前导硐的情况进行参数调整或修整轮廓,以达到较好的光面爆破效果。

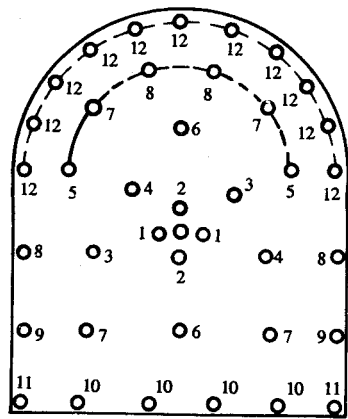


图 2-3-2 巷道光面爆破炮孔排列及起爆顺序

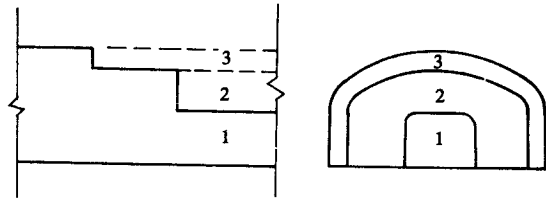


图 2-3-3 大断面巷道光面爆破挖掘程序
1—超前导硐 2—刷帮爆破区 3—光面层

在预留光面层的光面爆破中,要分两次起爆,施工时间长。如果采用火雷管起爆而通风条件不佳,则工人接触有毒有害气体的时间也较长。有些工程中在采用预留光面层法

时,由于超前导硐的高度不够,以致影响装岩机的操作。为解决上述各种问题,可以改用预裂爆破。

第四节 预裂爆破

预裂爆破是在设计的开挖边界线上钻凿一排间距较密的炮孔,每孔装少量炸药,采用不耦合装药,在主爆孔前起爆,形成一条具有一定宽度能反射应力波的预裂缝,可减弱应力波对边坡的破坏。

预裂爆破的成缝机理和光面爆破是一致的,爆破后也能沿设计轮廓线形成平整的光滑表面,可减少超、欠挖量,而且利用预裂缝将开挖区和保留区岩体分开,使开挖区爆破时的应力波在预裂面上产生反射,而透射到保留区岩体的应力波强度则大为减弱,同时,还使地震效应大大下降,从而可有效保护保留区的岩体和建筑物,特别是对增大边坡角,由此减少总剥离量,增加可采量,可带来巨大经济效益。预裂爆破目前已广泛地应用于露天矿边坡、水工建筑、交通路堑与船坞码头的施工中来提高保留区壁面的稳定性。

一、预裂爆破参数

正确地选择预裂爆破参数,是取得良好的预裂爆破效果的前提。然而,预裂爆破的主要参数及其影响因素很多,如孔径、孔距、炸药性能、线装药密度、装药结构、岩石的组织及构造等。

1. 炮孔直径。根据爆破工程的性质与要求、设备条件等来选取炮孔直径。炮孔直径对壁面上留下预裂孔痕率有影响,而孔痕率的多少是反映预裂爆破效果的一个重要指标。一般孔径愈小,则孔痕率愈高。国外及水工建筑中一般采用 53 ~ 100mm 的孔径,在矿山由于缺乏所需要专用设备,只好采用生产钻机来钻预裂孔,其直径有 150mm、170mm、200mm,也能获得满意的效果。

2. 孔距。预裂爆破时预裂孔的孔距同孔径有关,一般为孔径的 10 ~ 14 倍,岩石硬度大时取大值。

3. 线装药密度(kg/m 或 g/m)。指炮孔装药量对不包括堵塞部分的炮孔长度之比。采用合适的线装药密度以控制爆炸能对新壁面的损坏,其原则跟光面爆破时相同。针对不同地点、不同工程应有不同的合理线装药密度值,可通过实地试验加以确定。下列经验式可供初选参数时参考:

(1) 保证不损坏孔壁的线装药密度。

$$\Delta = 2.75 \sigma_{\text{压}}^{0.53} r^{0.38} \tag{3-9}$$

式中 Δ ——线装药密度,单位为 g/m ;
 $\sigma_{\text{压}}$ ——岩石极限抗压强度 0.1MPa ;
 r ——预裂孔半径,单位为 mm。

该式使用范围是 $\sigma_{\text{压}} = 10 \sim 150\text{MPa}$; $r = 46 \sim 170\text{mm}$ 。

(2)保证形成贯通邻孔裂缝的装药密度。

$$\Delta = 0.36 \sigma_{\text{压}}^{0.63} a^{0.67} \tag{3-10}$$

式中 a ——预裂孔间距,单位为 cm ;
其他符号意义同前。

该式使用范围是 $\sigma_{\text{压}} = 10 \sim 150\text{MPa}$; $r = 40 \sim 170\text{mm}$; $a = 40 \sim 130\text{cm}$ 。

4. 不耦合系数。根据国内外资料一般以 2~5 为宜。在允许的线装药密度下,不耦合系数可随孔距的减少而适当增大。岩石抗压强度大,应选取较小的不耦合系数值。
5. 预裂孔深。确定预裂孔深度的原则是确保不留根底和不破坏台阶底部岩体的完整性。因此,要根据工程的实际要求来选取。例如,在剥离界线上凿岩时,要根据预估孔底爆破效果来确定超深值。

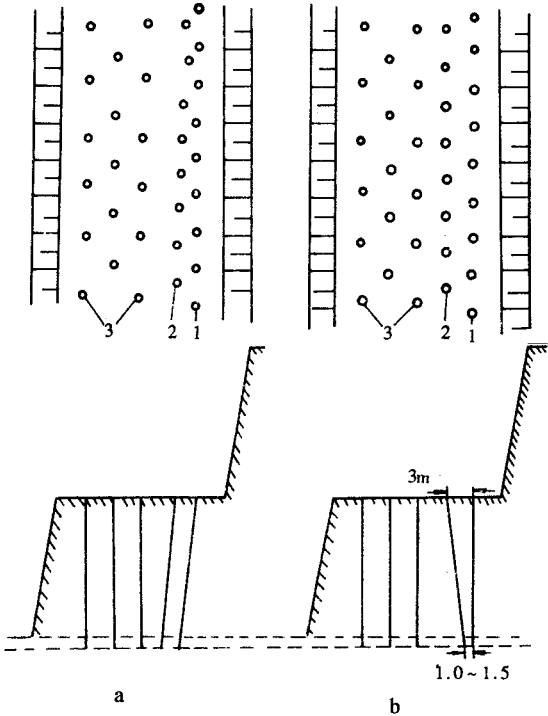


图 2-3-4 露天矿预裂爆破裂孔的布置
1—预裂孔 2—缓冲孔 3—主爆孔

6. 预裂孔排列。预裂孔方向同台阶坡面倾向一致时叫平行排列,如图 2-3-4a 所示。采用这种排列时平台要宽,以满足钻机的要求。有时由于平台宽度的限制,需将预裂孔布置成垂直孔,如图 2-3-4b 所示。

7. 装药结构。预裂爆破要求炸药均匀分布在炮孔内,故采用不耦合装药。由于炮孔底部夹制性较大,不易形成所要求预裂缝,故通常需要将孔底一段线装药密度加大。一般底部装药量可增加 2~3 倍。

8. 堵塞长度。良好的孔口堵塞是保持高压爆炸气体所必需的。堵塞过短而装药太高,有造成孔口成为漏斗状的危险。过长的堵塞和装药过低则难以使顶部形成完整预裂缝。堵塞长度同炮孔直径有关,通常可取炮孔直径的 12~20 倍。

9. 预裂孔超前于主爆破孔的起爆时间。为了确保降震作用,必须使预裂孔超前于主爆破孔起爆。超前的时间至少应有 100ms。

二、预裂爆破效果及其评价

一般根据裂缝的宽窄、新壁面的平整程度留下的孔痕百分率以及减震效应的百分率等来衡量预裂爆破的效果。预裂爆破应达到以下质量标准:

1. 岩体在预裂面上形成贯通裂缝,其地表裂缝宽度不应小于 1cm;
2. 预裂面保持平整,壁面不平整度小于 15cm;
3. 壁上孔痕的百分率在硬岩中不少于 80%,在软岩中不少于 50%;

4. 减震效应。降低爆破地震效应是预裂爆破的重要优点,一般应达到按照设计和预估对降震百分率值的要求。

第四章 平巷掘进施工新技术

由于平巷所处的岩层条件不同或施工设备的不同,相对应的掘进施工方法也不同,其施工方法常可分为:普通掘进法、特殊掘进法和掘进新方法。

普通掘进法又称常规掘进方法,指巷道施工在岩层稳定、涌水量不大的地质、水文条件下掘进巷道时在岩石上钻凿炮眼,然后在炮眼内装填炸药进行爆破,使之形成预定规格巷道的方法及工艺过程。其主要工序有凿岩(钻眼)、爆破(放炮)、工作面通风、装运岩石和支护;其辅助工序有:敷设风管、水管、电缆、修筑排水沟及铺设运输轨道等。施工从凿岩开始至支护完毕,为一个掘进循环,完成一个掘进循环,巷道就向前掘进了一段距离。

特殊掘进法,指在地质水文条件复杂、松软岩层、破碎带、断层带、含水砾层、流砂层等情况下,采用一些特殊方法进行掘进称为特殊掘进法,常按其主要工艺方法命名,如注浆法、盾构法、起前锚杆法、撞楔法、冻结法等。

掘进新方法,指以新的科学技术和新材料为基础的新工艺、新工序进行掘进的方法;诸如联合掘进机掘进方法、高压水射流切槽掘进法、遥控连续钻眼爆破掘进法等。

第一节 平巷掘进凿岩爆破工作

平巷掘进中的凿岩爆破工作指在平巷掘进方向上按一定的要求钻凿炮孔、并装填炸药,然后按一定的起爆顺序进行爆破的一系列工程活动,它是井巷掘进中破岩的主要手段。

一、工作面炮眼布置

炮眼布置和岩石性质、结构、巷道断面形状、大小、炸药性能和装药量等有关。掘进工作面的炮眼按其用途和位置不同可分为掏槽眼、辅助眼和周边眼三种,爆破顺序是:先掏槽眼、其次辅助眼、最后周边眼。

(一) 掏槽眼的布置

掏槽眼的作用是首先将工作面上某部分岩石破碎下来,使工作面形成第二个自由面,为其余炮眼爆破创造有利条件,掏槽的好坏对提高破岩效率、循环进尺起着决定性的作用。

根据掏槽眼的方向不同,掏槽方法为斜眼掏槽、直眼掏槽和混合式掏槽三类。

1. 斜眼掏槽

斜眼掏槽的特点是:掏槽面积较大,适用于较大断面的巷道;可以充分利用自由面,逐渐扩大爆破范围;钻眼技术要求不甚严格,眼位易于掌握;全断面一次爆破需要的雷管段数较小。但炮眼深度受巷道宽度的限制、不便深孔作业;多台凿岩机同时工作时,互相干扰较大;掏出的槽子槽口较大,槽底小,使邻圈辅助眼的爆破最小抵抗线不一致,如角度掌握不好,往往影响爆破效果。

斜眼掏槽可分为单向和多向两种:

(1) 单向掏槽

适用于中硬或较软的岩层,而且岩层中有松软的夹层和层理裂隙结构时。扇形掏槽(图 2-4-1(a))就是典型实例。

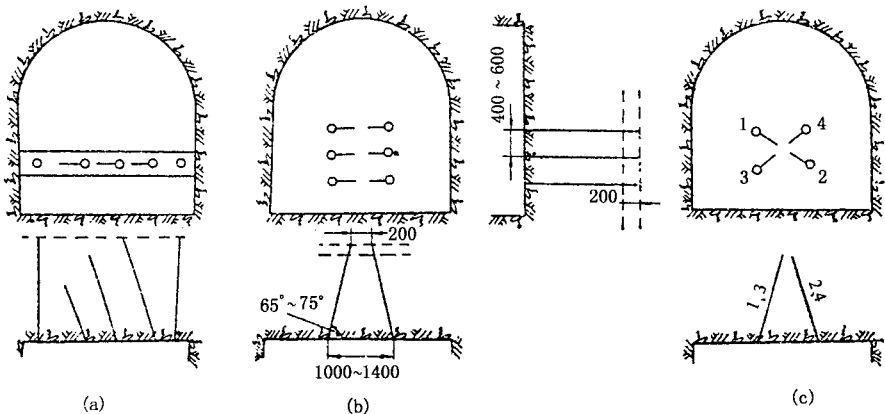


图 2-4-1 斜眼掏槽

(a) 单向(扇形) (b) 多向(楔形) (c) 多向(锥形)

(2)多向掏槽

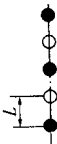
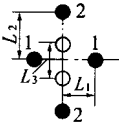
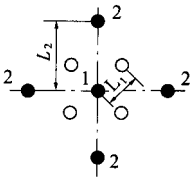
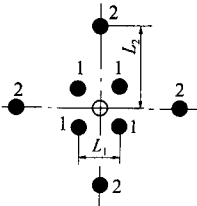
这种掏槽方式包括楔形掏槽(图 2-4-1(c))和锥形掏槽(图 2-4-1(c))两种。

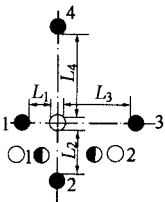
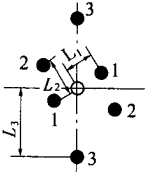
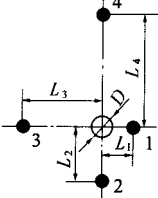
2. 直眼掏槽

直眼掏槽的特点是 :掏槽眼垂直于工作面 ,适用于深孔爆破 ;各炮眼之间保持平行 ,有利于采用凿岩台车钻眼 ;炮眼深度不受断面限制 ,有利于采用中、深孔爆破 ;爆后的岩石块度均匀 ,岩石抛掷不远 ,不易崩倒棚子和损坏设备 ;一般都有不装药的空眼 ,作为爆破时的附加自由面。缺点是 :凿岩工作量大 ,钻眼技术要求高 ,一般需要雷管的段数也较多。

直眼掏槽法可分为直线掏槽(又称龟裂掏槽)、角柱掏槽和螺旋掏槽三类 ,其主要形式、技术要求和适用条件见表 2-4-1。

表 2-4-1 直眼掏槽的类型及技术要求

名 称		布 置 图	技 术 要 求
直线掏槽			<div>1. 眼距 $L = 100 \sim 200\text{mm}$</div> <div>2. 眼深以小于 2m 为宜</div> <div>3. 装药系数 0.7 ~ 0.9</div> <div>4. 同时起爆</div> <div>5. 适用于小断面巷道</div>
角柱式掏槽	菱形掏槽		<div>1. 眼距 $L_1 = 100 \sim 130\text{mm}$, $L_2 = 170 \sim 200\text{mm}$, $L_3 = 100\text{mm}$</div> <div>2. 眼深以小于 2m 为宜</div> <div>3. 分两段起爆</div>
	五星掏槽		<div>1. 眼距 软 岩 $L_1 = 140\text{mm}$, $L_2 = 250 \sim 300\text{mm}$ 中硬岩 $L_1 = 110\text{mm}$, $L_2 = 250\text{mm}$</div> <div>2. 眼深小于 2.5m 时 ,可用二号岩石炸药 ,眼深在 2.5 ~ 3m 时 ,应采用四号岩石炸药或其它高威力炸药</div> <div>3. 分两段起爆 ,使用毫秒雷管为宜</div>
	四角柱状掏槽		<div>1. 为五星掏槽的变形 ,可用秒延期雷管分两段起爆</div> <div>2. 眼距 $L_1 = 200\text{mm}$; $L_2 = 350 \sim 400\text{mm}$</div> <div>3. 适用于软岩和中硬岩石 ,掏槽深度以小于 2m 为宜</div>

名 称		布 置 图	技 术 要 求
螺旋掏槽	小直径中空螺旋掏槽		<ol style="list-style-type: none">1. 眼距 $L_1=(1\sim1.8)D$, $L_2=(2\sim3.5)D$, $L_3=(3\sim4.5)D$, $L_4=(4\sim5.5)D$, D—炮眼直径2. 眼深 0~4 孔 1.6m , O_1、O_2 孔 1.9m3. 装药系数 0—空孔 , 1—0.75 ~ 0.9 , 2 ~ 4—0.65 ~ 0.75 , O_1、O_2—装一个药卷 炮泥长 100mm4. 适用于 $f=6\sim16$, 根据岩石性质可以适当取舍 O_2 孔 , 甚至 O_1 孔也可省去5. 用五段毫秒雷管起爆 , O_1、O_2 孔用第五段
	小直径空孔双螺旋掏槽		<ol style="list-style-type: none">1. 眼距 $L_1=100\text{mm}$, $L_2=150\sim200\text{mm}$, $L_3=250\sim300\text{mm}$2. 眼深一般不宜超过 2.5m3. 用毫秒雷管分三段起爆4. 可用于坚硬岩石 大、中等断面巷道
	大空孔单螺旋掏槽		<ol style="list-style-type: none">1. 中心大空孔直径 $D=100\sim120\text{mm}$;2. 眼距 $L_1=150\text{mm}$, $L_2=250\text{mm}$, $L_3=350\text{mm}$, $L_4=450\text{mm}$3. 眼深一般不宜超过 2.5m4. 用毫秒雷管分四段起爆5. 可用于坚硬岩石 大、中等断面巷道

说明 :表内图中的符号○—空孔、●—装药孔、■—半空孔 ,数字 1、2……表示起爆顺序 ,不注数字者为同时起爆。

3. 混合式掏槽法

为了加强直眼掏槽的抛渣力 ,以提高炮眼利用率 ,在巷道断面较大、岩石坚硬的情况下 ,可采用直、斜眼混合掏槽(图 2-4-2)。斜眼作垂直楔状布置 ,它与工作面的夹角以 75°~85°为宜 ,眼底与直眼距约 200mm。装药系数直眼为 0.7 左右 ,斜眼为 0.4 ~ 0.5。起爆顺序是先直眼后斜眼。

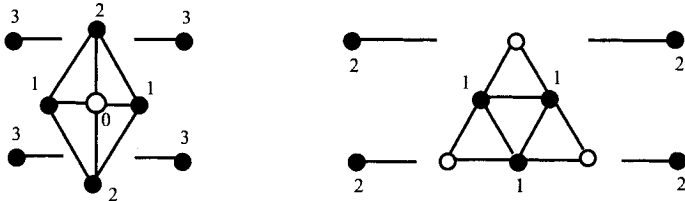


图 2-4-2 混合式掏槽

(二) 辅助眼

辅助眼又称崩落眼 ,是大量崩落岩石和继续扩大掏槽的炮眼。辅助眼要均匀布置在

掏槽眼和周边眼之间 ,其眼距一般为 500 ~ 700mm ,炮眼方向一般垂直于工作面 ,装药系数一般为 0.45 ~ 0.60。如采用光面爆破 ,则紧邻周边眼的辅助眼要为周边眼创造一个理想的光面层 ,即光面层厚度要比较均匀 ,且等于周边眼的最小抵抗线。

(三)周边眼

周边眼是控制巷道成型的炮眼。眼距一般为 400 ~ 700mm。邦眼眼口距岩邦 100 ~ 200mm ;在坚硬岩石中 ,眼底要伸出轮廓线外 100 ~ 200mm。底眼眼口应高出巷道底板水平 150mm 以防眼内积水 ,眼底要低于标高 200mm 左右 ,以保证底板不高 ,便于铺轨。

二、爆破参数的确定

爆破参数主要指炸药消耗量、炮眼直径 ,炮眼数目和炮眼深度。由于地下的地质条件多变及这些参数间的相互影响 ,至今尚无比较成熟的理论计算方法 ,多根据工程经验来确定。

(一)单位炸药消耗量

爆落一立方米的实体原岩所需要炸药量 ,称为单位炸药消耗量 ,也就是工作面一次爆破所需的总炸药量 Q 和 Z 作面一次爆下的实体岩石总体积 V 之比 ,即 :

$$q = \frac{Q}{V} \text{ kg/m}^3$$

(4 - 1)

表 2 - 4 - 2 平巷掘进每 100m² 爆破器材消耗定额

爆破方法	掘进断面 m ²	f = 4 ~ 6			f = 8 ~ 10			f = 12 ~ 24			f = 15 ~ 20		
		炸药 kg	火雷管 发	导火线 m	炸药 kg	火雷管 发	导火线 m	炸药 kg	火雷管 发	导火线 m	炸药 kg	火雷管 发	导火线 m
普通 爆破 法	≤4	274	370	770	294	542	1126	404	712	1480	485	999	2078
	4 ~ 6	224	357	740	251	492	1023	323	627	1304	389	805	1715
	6 ~ 8	202	310	645	224	419	871	298	578	1201	354	713	1482
	8 ~ 10	190	294	611	202	371	772	291	520	1080	333	654	1358
	10 ~ 12	168	265	551	186	354	736	263	472	982	313	589	1223
	12 ~ 15	148	242	499	163	315	653	231	429	893	271	551	1144
	15 ~ 20	135	213	442	145	288	597	209	400	831	246	499	1036
光面 爆破 法	≤4	274	473	983	294	592	1230	404	769	1598	485	1033	2448
	4 ~ 6	224	385	799	251	526	1094	323	667	1386	389	848	1762
	6 ~ 8	202	344	714	224	448	929	298	609	1266	354	731	1520
	8 ~ 10	190	312	649	202	416	865	291	546	1134	333	669	1391
	10 ~ 12	168	295	614	186	391	812	263	494	1026	313	613	1274
	12 ~ 15	148	264	548	163	358	744	231	455	846	271	570	1185
	15 ~ 20	135	247	512	145	322	670	209	441	916	246	530	1102

炸药单耗量过高或过低都将影响掘进工程技术经济指标和施工安全。

单位炸药消耗量的确定可按国家颁发的《矿山井巷工程预算定额》选取(表 2-4-2)。同时还可选取不同条件下的火雷管和导火线的消耗量。

表 2-4-2 中所列定额系 2 号岩石硝铵炸药选取,采用其他炸药时,则根据其爆力大小加以适当修正。若 A 为制定定额所用之标准炸药的爆力, B 为换用炸药的爆力,则定额修正系数 K 为:

$$K = \frac{A}{B} \quad (4-2)$$

改用新炸药后的 q' 值为

$$q' = Kq (\text{kg/m}^3) \quad (4-3)$$

式中 q ——采用标准炸药时的炸药消耗量。

(二) 炮眼直径

炮眼直径取决于药包直径。炮眼直径应比标准药包直径(32mm、35mm)大 4~7mm,一般为 36~42mm。炮眼直径过小,不利于装药,过大则会降低爆破效果。

(三) 炮眼深度

炮眼深度直接决定着每个循环的进尺量和钻眼、装岩等主要工序的工作量。所以合理的炮眼深度除应考虑钻眼效率和良好的爆破效果外,还要便于施工组织和管理、以保证提高掘进速度和降低成本。

确定炮眼深度的依据应该是炮眼利用率比较高(大于 85%),钻眼速度快,掘进成本低。

合理的炮眼深度必须与具体施工条件相适应;合理的炮眼深度应尽可能使每班能够完成整循环。

(四) 炮眼数目

炮眼数目直接关系到钻眼工作量、爆破岩石的块度和巷道规格。现场一般根据岩石性质、巷道断面积、掏槽方式、爆破器材种类等因素作出炮眼布置图,经过实践最后确定合适的炮眼数目。

也可以根据将一个循环所需的总炸药量平均装入所有炮眼内的原则进行估算,作为实际排列炮眼时的参考。

一次爆破所需要的总炸药量 Q ,若按单位炸药消耗量计算,可写作:

$$Q = qSL\eta (\text{kg}) \quad (4-4)$$

一次爆破所需要的总炸药量 Q ,若按一定的炮眼装填系数,平均装入工作面所有炮眼中去,则可写为:

$$Q = \frac{NLaP}{m} (\text{kg}) \quad (4-5)$$

(4-4)与(4-5)必相等,故炮眼数目应为:

$$N = \frac{qSm\eta}{aP}(\text{个}) \quad (4-6)$$

以上三式中: N ——炮眼数目,个;

q ——单位炸药消耗量;

S ——巷道掘进断面积, m^2 ;

m ——每个药卷的长度, m (一般取 0.165 m);

η ——炮眼利用率 $\eta = L_0/L$;

L_0 ——每一茬炮的进尺(循环进尺), m ;

L ——炮眼深度, m ;

a ——炮眼装药系数,即装药长度与眼长之比值,一般取 0.5~0.7;

P ——每个药卷的重量, kg 。

三、装药与装药结构

装药时,要细心将药卷装到眼底,不要擦破药卷,不得弄错雷管段号,不得拉断(拉脱)雷管脚线(或引线)。

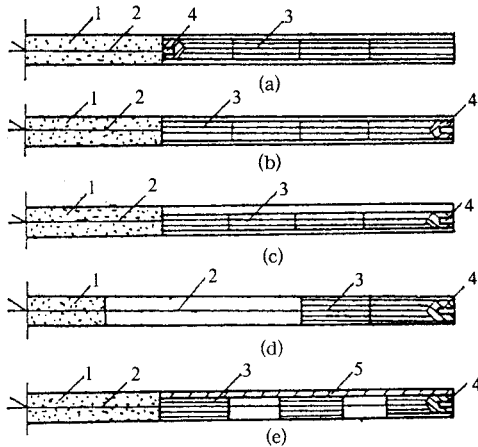


图 2-4-3 装药结构

(a)正向连续装药 (b)反向连续装药 (c)小直径药卷反向连续装药;

(d)单段空气柱式装药 (e)空气间隔分段装药

1—炮泥 2—脚线 3—药卷 4—雷管 5—导爆索

掏槽眼与辅助眼的装药结构有正向连续装药(图 2-4-3(a))与反向连续装药(图 2-4-3(b))两种。正向装药的起爆药卷(装有雷管的药卷)放在距眼口最近的第一个位置上(有时也放在第二个药卷位置上),雷管与所有药卷的聚能穴均朝向眼底。起爆后,

爆轰波由外向里传播。反向装药的起爆药卷放在眼底,雷管与所有药卷的聚能穴一致朝向眼口,起爆后,爆轰波由里向外传播,与岩石朝自由面运动方向一致,有利于反射拉伸波破碎岩石,同时爆生气体不会立即从眼口冲出,其能量得到充分利用。但雷管的引线需要较长。

在光面爆破中,周边眼应采用不偶合装药,可使用 25mm,如图 2-4-3(c)所示,反向连续装入直径为 40mm 的炮眼中。在无小直径药卷时,也可采用普通直径的硝铵炸药药卷装于炮眼底部,只在眼口进行塞填,眼内留有较大的空气柱,以缓冲爆轰压力,效果还能满足要求,称之为单段空气柱式装药,如图 2-4-3(d)所示,它用于眼深 2.0~2.5m 为宜。当眼深大于 2.5m 时,则应采用图 2-4-3(e)所示的空气间隔分段装药结构。

炮眼的堵塞质量对提高爆破效率和减少爆破有害气体也有很大作用。因此,装药完毕必须充填以符合安全要求长度的炮泥并捣实。常用 1:3 的泥沙混合炮泥,湿度 18%~20%。这种炮泥既有良好的可塑性,又具有较大的摩擦系数。

四、爆破作业图表

爆破作业图表是工程施工组织设计的组成部分,是指导、检查和总结钻眼爆破工作的技术文件,应当根据地质条件、工程设计要求、施工计划和实际施工经验,理论结合实际来编制,并要根据施工条件的变化,及时修改。

爆破作业图表主要包括三个部分:第一部分是爆破原始条件;第二部分是炮眼布置图,并附有说明图表;第三部分是预期爆破效果。

编制爆破作业图表,首先应调查原始条件,然后根据所用钻眼设备和爆破器材,进行综合分析、确定出一个初步的爆破作业图表,经过若干个循环的爆破实践,发现问题加以改进,使之不断完善,然后才能正式作为指导钻眼、爆破工作的依据。

下面举一个采用斜眼掏槽,光面爆破所设计的爆破作业图表,其内容如表 2-4-3、表 2-4-4、表 2-4-5、图 2-4-4 所示。

表 2-4-3 爆破原始条件

名 称	单 位	数 量
掘 进 断 面	m ²	11.49
炮 眼 深 度	m	2.0
炮 眼 数 目	个	42
岩 石 坚 固 性 系 数	f	4~6
工 作 面 瓦 斯 情 况		无

表 2－4－4 炮眼布置及装药量

眼 号	炮眼名称	炮眼深度 m	炮眼长度 m	装 药 量		倾 角		爆破顺序	联线方式
				卷/眼	小计/卷	水 平	垂 直		
1～6	掏槽眼	2.2	2.27	8	48	75°		I	串
7～19	辅助眼	2.0	2.0	6	78			II	
20～25	帮 眼	2.0	2.0	2	12			III	
26～34	顶 眼	2.0	2.0	2	18			IV	
35～41	底 眼	2.0	2.0	6	42			V	
42	水沟眼	2.0	2.0	6	6			V	联
共 计			85.62		204				

表 2－4－5 预期爆破效果

名称	单位	数量	名称	单位	数量
炮眼利用率		0.85	每米巷道炸药消耗量	kg/m	18.00
每循环工作面进尺	m	1.7	每循环炮眼总长度	m/循环	85.62
每循环爆破实体岩石	m ³	19.53	每米 ³ 岩石雷管消耗	个/m ³	2.15
炸药消耗量	kg/m ³	1.56	每米巷道雷管消耗	个/m	24.7

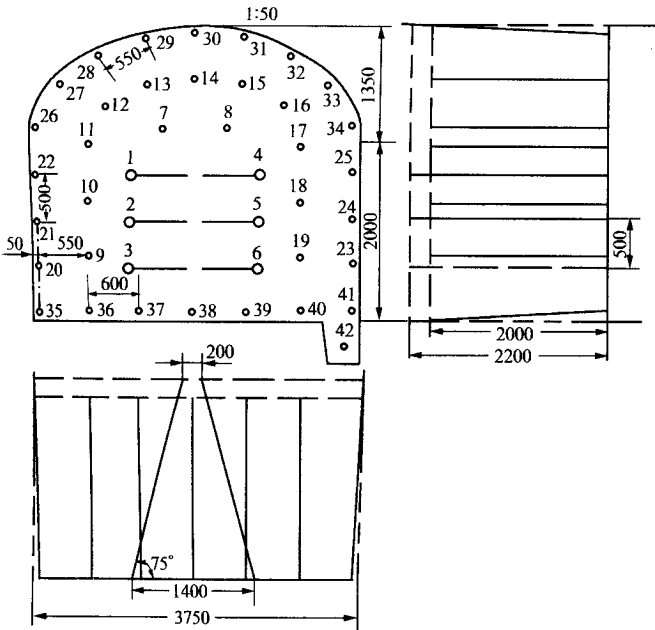


图 2－4－4 炮眼布置图

五、钻眼工作

巷道掘进时,必须按爆破作业图表所标定的眼位、方向、角度和深度进行钻眼,应组织好多台凿岩机的分区同时作业,还要注意掌握好掘进的方向和坡度。

(一) 钻眼准备工作

为了安全,钻眼前要检查并处理顶、帮的活石,加固靠近工作面的棚子。同时,要检修好凿岩机、气腿,上足润滑油,备齐钎子、钎头,并检查钎子中心孔是否通气,检查风、水管路是否漏损,风压、水压是否正常。

为了掌握巷道的方向和坡度,正确地定出眼位,钻眼前应将巷道的中、腰线引至工作面,根据巷道中、腰线准确地定出周围边眼、辅助眼和掏槽眼位置,以明显的标志标在工作面上,然后进行钻眼。

(二) 多台凿岩机钻眼

为了缩短钻眼时间,加快掘进速度,采用多台凿岩机作业是行之有效的措施,一般每 $2 \sim 3 \text{ m}^2$ 工作面配备一台凿岩机,在坚硬岩石中每台凿岩机所占面积可缩减到 $1 \sim 1.5 \text{ m}^2$ 。

多台凿岩机作业,工作面必然是风水管多,设备多,人员多。为避免造成混乱,应注意以下几点:

1. 合理布置工作面风水管路

为了避免风管、水管相互纠缠,应采用两路供风、供水的布置方式(图 2-4-5)。凿岩机各风水管及其接头均应编号,以便及时关、开。凿岩工作结束后,可将小风、水胶皮管从分风、分水器上卸下,连同凿岩机一起带出工作面,下次钻眼时很快就能接通风水管路。

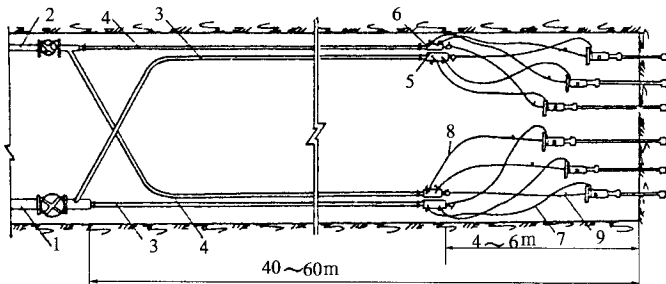


图 2-4-5 工作面供风、供水管路的布置

- 1—直径 100~150mm 压风干管 2—直径 25~50mm 供水干管;
 3—直径 38~50mm 胶皮集中风管 4—直径 25mm 胶皮集中水管;
 5—直径 150mm 分风器 6—直径 100mm 分水器 7—直径 18~25mm 胶皮风管;
 8—直径 12mm 胶皮水管 9—水管接头

2. 建立钻工岗位责任制

多台凿岩机作业容易产生拥挤和干扰,采用定人、定机、定位、定任务、定时间的钻工岗位责任制是一项行之有效的措施。任务确定后,每个循环基本不变,既利于工人熟悉炮眼的设计位置、深度、角度、又利于凿岩机的保养。

(三) 凿岩台车钻眼

凿岩台车(钻车)与气腿凿岩机比较,可以使用重型凿岩机,能够保证钻孔质量,提高凿岩效率,减轻体力劳动,实现凿岩机械化。但不如气腿式凿岩机灵活、方便,辅助作业时间相对延长等不利因素。

凿岩台车一般由凿岩机、钻臂、行走机构等部件组成。金属矿山使用较多,定型产品有CGJ—2型、CGJ—3型、ZZJ型钻装机等。

第二节 平巷掘进装岩与转运工作

平巷掘进中装岩与转运是最繁重、最费工时的工序。一般情况下它要占据进循环时间的35%~50%。因此不断研究和改进装运岩石的工作,提高其机械化水平,对加快掘进速度,提高劳动效率,减轻工人劳动强度及降低成本具有重要意义。

一、岩石的装载设备

目前,适应不同条件的岩石装载和转载设备,正在逐步完善和配套,组成各种型式的机械化作业线。

岩石的装载设备按工作机构可分为:铲斗式(直卸式、后卸式、侧卸式);耙斗式(电耙)耙爪式和组合式等。

装载设备如按行走方式可分为:轨轮式、轮胎式、履带式。

如按动力可分为:电动式、气动式、内燃式及液压式。

表2-4-6列出了常用的装载设备的类型和型号及其特点和适用条件,可在选用时参考。

表 2－4－6 平巷掘进装载设备分类及适用条件

装岩机 类 型	主 要 型 号	基 本 特 点	适 用 条 件	备 注
铲斗正装后卸式	ZQ－26 型 ZCQ－1 型 FZH－5 型 ZCQ－4 型 Z－30 型	气动轨道式 ; 铲斗直接向后卸 载 , 容积为 0.13 ~ 0.5m ³ ; 生产能 力为 15 ~ 90m ³ /h ; 行走速度为 0.75 ~ 1.57m/s	适用巷道断面为 1.8m × 1.8m ~ 3.5m × 3.2m ; 气压最 低为 0.35 ~ 0.45MPa 装岩块 度为 300 ~ 700mm 所有有轨 的中、小断面巷道均可使用	目前国内矿山 中、小断面巷道中 应用最广
	Z－17 型 Z－20C 型 Z－25 型 Z－30 型 YJ－30 型	电动轨道式 , 铲斗直接向后卸 载 , 容积为 0.17 ~ 0.30m ³ ; 生产能 力为 20 ~ 60m ³ /h ; 行走速度为 0.8 ~ 1.16m/s	适用巷道断面为 1.8m × 2m ~ 2.5m × 2.3m ; 装岩块度 为 500mm ; 所有有轨的中、小 断面巷道均可使用	
铲斗正装侧卸式	ZC－1 型 ME632H 型 (日本) HL180K 型 (联邦德国)	铲斗正面铲装 , 在设备前方侧转 卸载 , 铲斗仅有一侧挡板 , 或双侧 均无挡板 ; 铲斗插入力大 , 斗容大 (0.6m ³) , 生产能力高 ; 铲取面宽 , 不移动机器可铲 4m 宽	适用于断面为 12m ² 以上的 巷道 , 铲装大块硬岩最为有利	目前国内只有 ZC－1 型在使用
耙斗式	P－30B 型 P－60B 型 PY－90B 型	它是由耙斗、装车台、卸料槽和 绞车、车架 , 以及主、尾绳和滑轮等 部件组成的组合机械 , 具有结构简 单 , 操作容易 , 安全可靠 , 生产率 高 , 适用面广特点	除适用于一般巷道外 , 还可 用于弯道和斜巷	主要在煤矿巷 道、斜井及金属矿 的斜井掘进中应 用
铲插式	CCZ－150 型	以行走前进铲斗插入和铲取相 配合进行装岩。具有结构简单 , 工 作平稳 , 运行可靠 , 事故点少 , 生产 率高等特点	适用于宽 2.4 ~ 3.2m , 高 2m 以上的巷道 , 在岩石块度 大的硬岩中工作很有利	目前 CCZ－150 型在矿山应用效 果好
立爪式	LZ－100 型、LZ－200 型 9HR 型、 8HR 型(瑞 典)	具有耙碴机构简单可靠 , 动作灵 活 , 对巷道断面和岩石块度适应性 强 , 能挖水沟和清理底板 , 生产率 较高等特点 , 但爪齿易磨损 , 操作 亦较复杂。 动力有气动和电力两种 , 行走有 轨道和履带两种	能在 5m ² 以上任何断面中 使用 , 在岩石块度大时 , 亦能 保证高的生产率	该类装岩机只 有几个矿山使用
蟹爪式	LB－80 型、ZXZ－60 型、18HR 型、 19HR 型(美 国)	结构和动作的主要特点是前端 有一个可升降的倾斜平台 , 安设皮 带、刮板或链板输送机 , 并有一对 由曲轴带动的两个耙爪 , 随机体前 移 , 两个耙爪连续交错耙取岩石 , 形成连续装岩	能用在 6m ² 断面以上的各 种断面巷道	国内煤矿使用 较多。马万水工 程队月进 1403m 时采用这类装载 机

装岩机 类 型	主 要 型 号	基 本 特 点	适 用 条 件	备 注
蟹 立 爪 组 合 式	新 - 1 型 LBZ - 1500 型蟹立爪式 型	其突出特点是将立爪与蟹爪两种耙岩机构组合在一起不仅克服了立爪式的间断耙岩和蟹爪式装岩宽度小和耙高而密集的岩堆时铲取力不够等问题,而且集中了两者的优点,因而生产能力高	能用于 6m ² 以上的任何断面巷道,但块度在 500mm 以下为宜	LBZ - 150 型 (江西矿山机械厂),已在多处推广,新晃汞矿月进 1056.8m 时便采用这类装载机

二、调车工作

在平巷掘进的装岩过程中,当采用矿车运输时,一个矿车装满后,必须退出,调换一个空车继续装岩,这就需要调车工作。

(一)固定错车场调车方法

如图 2-4-6 所示,这种调车方法比较简单易行,一般可以用电机车调车、以辅助人力。但调车场不能经常紧跟工作面,不能经常保持较短的调车距离,因此装岩机的工时利用率只有 20%~30%。在单轨巷道中,一般还需要加宽一部分巷道来安设错车道岔。可用于工程量不大,工期要求较缓的工程。

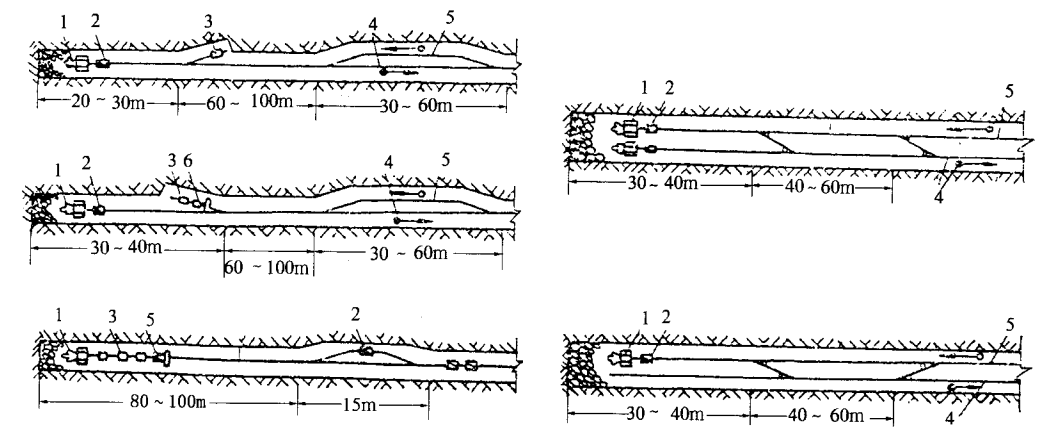


图 2-4-6 固定错车场

1—装载机 2—矿车 3—空车 4—重车方向 5—空车方向 6—电机车

(二)活动错车场调车法

为了缩短调车的时间,将固定道岔改为翻框式调车器、浮放道岔等专用调车设备。这些设备可以紧随工作面而前移,能经常保持较短的调车距离,装载机的工时利用率可达 30%~40%。

1. 浮放道岔

浮放道岔是临时安设在原有轨道上的一组完整道岔,它结构简单,可以移动,现场可自行设计与加工。

菱形浮放道岔(图 2-4-7),它是用于双轨巷道的浮放道岔。这种浮放道岔在两台装载机同时装岩的情况下使用方便,图 2-2-8 为两台装载机装岩利用菱形浮放道岔的调车示意图。若只用一台铲斗后卸式装载机装岩,装载机可通过浮放道岔调换轨道,在两条轨道上交替装岩。其缺点是结构笨重,搬运困难。

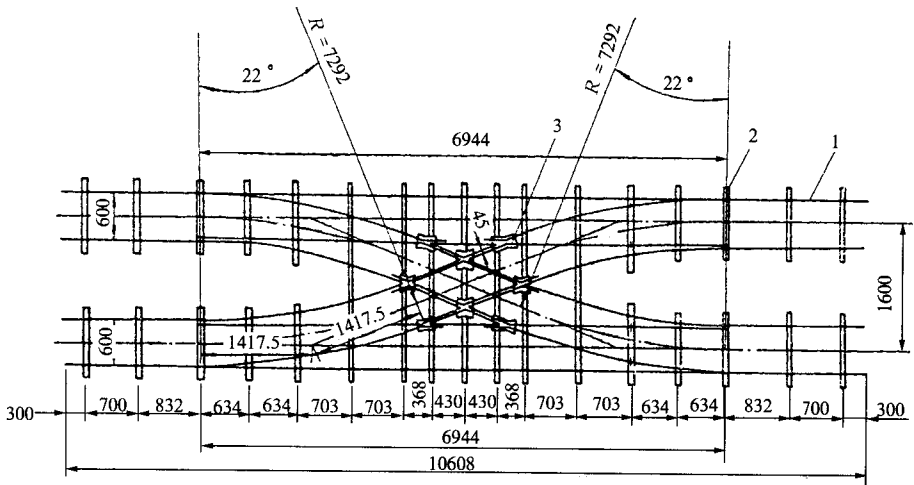


图 2-4-7 菱形浮放道岔

1—爬坡轨道 2—角钢支撑 3—垫板

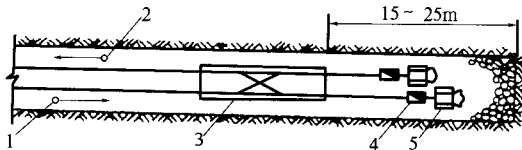


图 2-4-8 菱形浮放道岔调车示意图

1—空车方向 2—重车方向 3—菱形浮放道岔 4—矿车 5—装载机

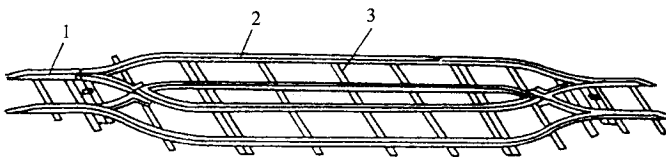


图 2-4-9 单轨浮放双轨道岔

1—道岔 2—浮放轨道 3—支撑装置

另外还有用于单轨巷道的单轨浮放双轨道岔,如图 2-2-9 所示。

2. 翻框式调车器(图 2-2-10)

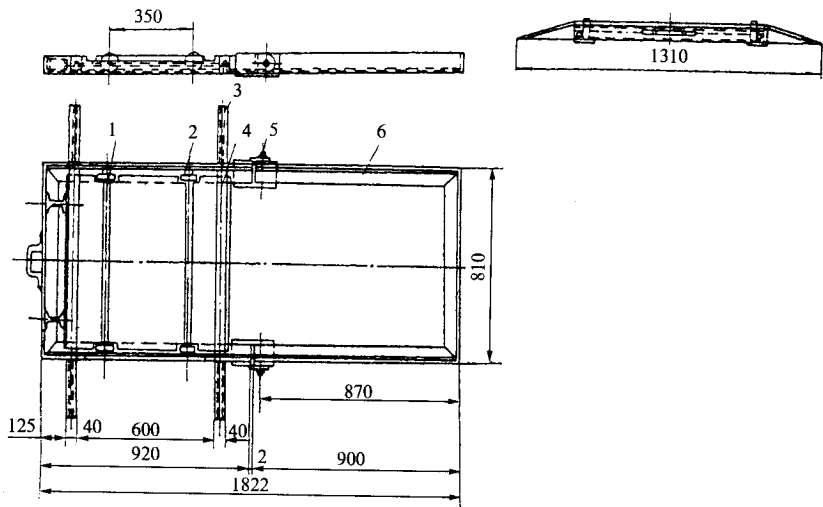


图 2-4-10 翻框式调车器

1—滑车板 2—活动盘 3—斜皮道尖 4—方钢轨条 5—螺栓 6—固定盘

翻框式调车器是由一个活动盘和一个固定盘组成,两盘之间用螺栓铰结,活动盘可绕螺栓翻起到竖向位置。在活动盘上设一个四轮滑车板,滑车板可在框架上横向移动。工作时,将活动盘浮放在轨面上,而固定盘则在巷道的一侧。调车时将调来的空车先推到活动盘的滑车板上,再连同滑车板一起横向推到固定盘上,然后翻起活动盘让出轨道,待工作面重车推出后,重新放下活动盘,将空车和滑车板推回到活动盘上并推至工作面装岩。图 2-4-11 为翻框式调车器调车示意图。

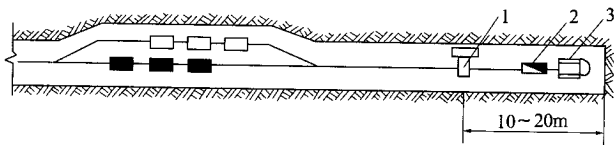


图 2-4-11 翻框式调车器调车示意图

1—翻框式调车器 2—矿车 3—装岩机

(三) 利用转载设备

为了减少调车次数,以缩短调车时间,并尽可能使装载机连续作业,以提高装载机的工时利用率,可利用胶带转载机和梭式矿车等转载设备。

三、岩石装载的机械化作业线

(一) 装载作业线配套的原则

1. 选用的配套设备在生产能力上要匹配合理、相互适应,避免因设备能力不均衡,而影响某些设备潜力的发挥。
2. 配备机械设备能力和数量应有适当的富裕量和备用量。
3. 选用设备的规格及结构形式必须适应施工条件、巷道规格及作业方式的要求。
4. 要保证施工能获得持续高速度、高效率以及合理的经济技术指标,并确保安全。

(二) 装载作业线配套方案

目前常用或取得一定成效的装载配套作业线有以下几种。

1. 铲斗后卸式或耙斗式装载机装岩—固定错车场或浮放道岔或调车器调车—矿车及电机车运输 这种作业线简单易行,但机械化程度较低,在我国煤矿应用较多。
2. 耙斗或铲斗侧卸式装载机装岩—胶带转载机转载—矿车及电机车运输 这种作业线与第一条相比是以增加胶带转载机来实现快速掘进,如图 2-4-12、图 2-4-13 所示。

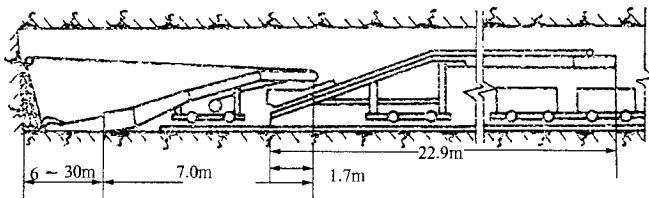


图 2-4-12 耙斗装载机与胶带转载机配套示意图

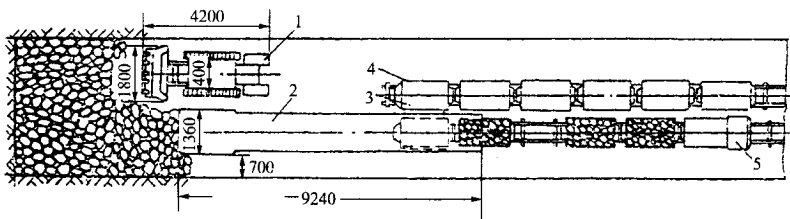


图 2-4-13 铲斗侧卸式装载机与胶带转载机配套示意图

1—侧卸式装载机 2—胶带转载机 3—矿车 4—调车器 5—电机车

3. 蟹爪式装载机或耙斗式装载机装岩—梭式矿车转运—电机车牵引 这种作业线以采用梭式矿车转运来实现快速掘进,但必须有直接卸载条件,设备较复杂。蟹爪式装载机与梭车、架线电机车配套如图 2-4-14 所示。

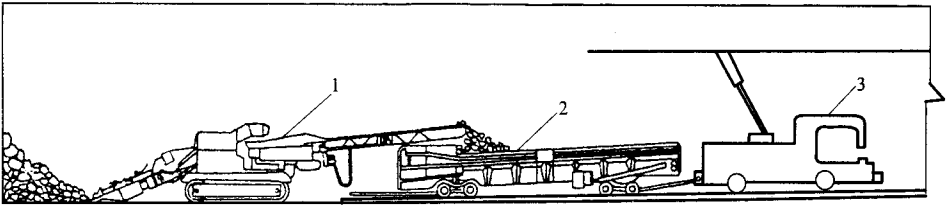


图 2-4-14 蟹爪式装载机与梭式矿车配套示意图

1—蟹爪式装载机 2—梭式矿车 3—电机车

4. 常调车盘耙斗装岩机装岩与调车—矿车及电机车运输 这条作业线的调车盘紧跟装载机,可以使装载机的停歇时间和工作面的调车时间大为减少,从而实现快速掘进。图 2-4-15 所示为 PT-60B 型带调车盘耙斗装载机。

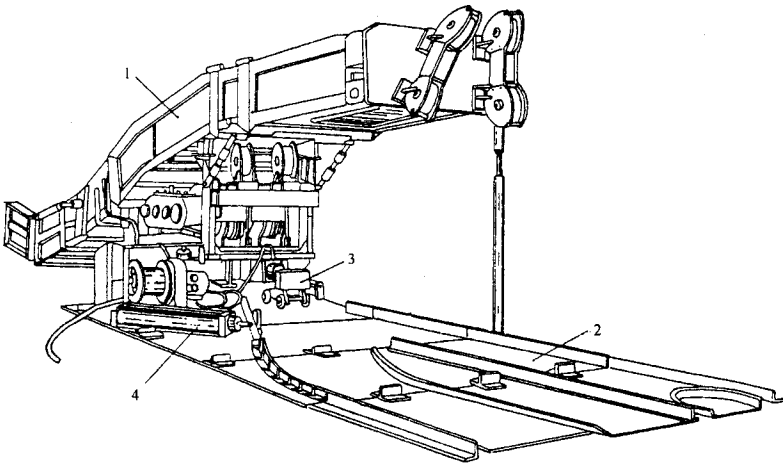


图 2-4-15 PT-60B 型带调车盘耙斗装载机

1—PT-60B 型耙斗装载机 2—调车盘 3—纵向推车器 4—横向推车器

5. 铲斗侧卸式装载机装岩—胶带转载机转载—矿车及电机车运输 这种作业线适用于大断面岩石巷道 (12m^2 以上)掘进。其配套如图 2-4-16。

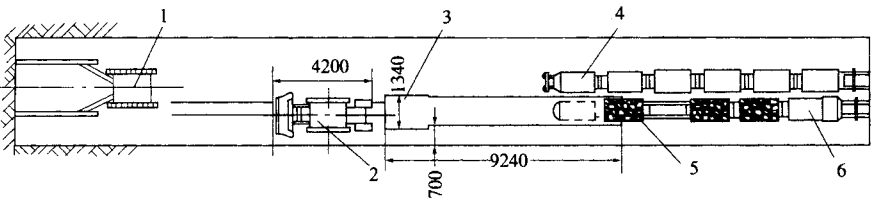


图 2-4-16 凿岩台车、侧卸式装载机和胶带转载机配套示意图

1—凿岩台车 2—铲斗侧卸式装载机 3—胶带机 4—调车器 5—矿车 6—电机车

6. 钻装机钻眼和凿岩—胶带转载机转载—矿车及电机车运输 这条作业线实现了钻眼、装岩综合机械化,不需要费凿岩台车与装载机更换进出的调动时间。

钻装机一机多能,既能钻眼,又能装岩,有些还能打锚杆眼,我国习惯称它为钻装锚机。我国研制的钻装锚机大多是在耙斗装载机上增设凿岩钻臂而成。

第三节 平巷掘进通风与综合防尘

一、掘进通风

掘进巷道时,必须对工作面进行通风,以排除工作地点的炮烟和围岩中放出的有害气体,降低工作面温度和岩尘浓度、供给工人足够的新鲜空气,以改善劳动条件。掘进通风是保证安全、快速施工的一项重要工作。

(一) 通风方式

在巷道掘进中,一般都采用局部扇风机(简称局扇)通风。通风方式有以下三种:

1. 压入式通风

这种方式是由局扇吸入新鲜空气,通过风筒将其压至工作面与污浊空气混合,再经巷道排出,如图 2-4-17 所示。

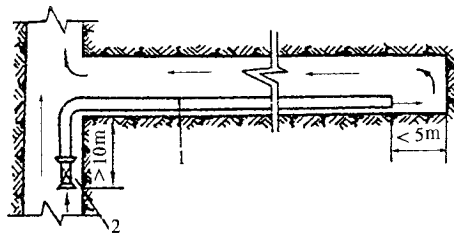


图 2-4-17 压入式通风示意图

1—风筒 2—局部扇风机

压入式通风的优点是,能迅速地将工作面的有害气体冲淡并排出,可使用胶质或塑料风筒,安设方便,漏风也少,故应用甚广。缺点是,排出的污风蔓延整条巷道。

2. 抽出式通风

这种方式是用局扇经风筒将工作面污浊空气抽出并排至回风巷中,新鲜空气则由巷道进入工作面(图 2-4-18)。其优缺点与压入式通风相反。我国矿山单独用这种方式

通风的不多。

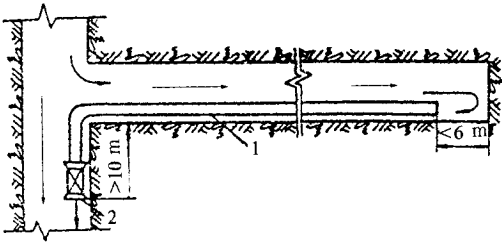


图 2-4-18 抽出式通风示意图
1—风筒 2—局部扇风机

3. 混合式通风

这种通风方式是压入式和抽出式的联合运用 ,见图 2-4-19。

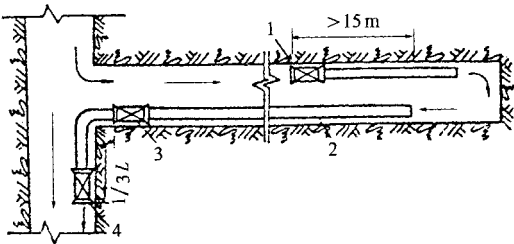


图 2-4-19 混合式通风示意图
1—压入式局扇 2—风筒 3、4—抽出式局扇

混合式通风效果最好 ,但需要两套通风设备 ,只有断面大而长的独头巷可考虑采用。

(二) 通风设施

巷道掘进主要通风设施为局扇和风筒。局扇有轴流式和离心式两种。轴流式扇风机的体积小、效率高、使用方便 ,得到广泛应用。其主要技术特征见表 2-4-7。常用的是 5.5kW 和 11kW 两种。

表 2-4-7 JBT 系列轴流式局部扇风机技术特征

型号	功率/kW	电压/V	转速 r/min	效率 %	启动电 流/A	气流效 率/%	重量/kg	外型尺寸 长×宽×高/mm
JBT51-2	5.5	380	2900	83	7.0	70	180	645×705×650
JBT52-2	11	380	2900	86	7.0	70	240	860×705×650
JBT61-2	14	380	2900	87	6.5	70	300	735×800×720
JBT62-2	28	380	2900	88	7.5	70	450	995×700×720

掘进用风筒有金属、帆布、胶质、塑料等几种。金属风筒直径一般为 400 ~ 600mm ,每节长 2.5 ~ 3m ,用法兰盘连接。胶质柔性风筒的直径为 400 ~ 600mm ,每节长度有 10m、20m 等几种。由于柔性风筒重量轻 ,吊挂容易 ,且漏风和阻力系数都小 ,通风效率高 ,故已获得推广使用。

提高通风效率的关键在于加强通风管理工作。

二、综合防尘

巷道施工时 ,在钻眼、爆破、装岩、运输、喷射混凝土等工作中 ,不可避免地要产生大量的岩石粉尘。据测定 ,这些粉尘中一般有游离的二氧化硅 SiO_2 30% ~ 70% ,其中大量的粒径小于 $5\mu\text{m}$ 的粉尘 ,长期呼吸这种空气 ,对人体危害很大。为此 ,有关安全规程规定 :井下有人工作地点和人行道的空气中 ,如果粉尘中含有 10% 以上的游离 SiO_2 ,必须采取综合防尘措施将它降低到 $2\text{mg}/\text{m}^3$ 以下 ,这样就可消除矽肺病的发生。综合防尘的措施如下 :

1. 湿式钻眼 ,这是降低粉尘浓度的最主要措施。

2. 喷雾、洒水 ,对防尘和降尘都有良好的作用。如爆破前要用水冲洗岩帮 ,爆破后立即进行喷雾。装岩前应向岩堆洒水 ,当耗水量为 $8\text{L}/\text{m}^3$ 时 ,粉尘平均浓度即可降至 $2\text{mg}/\text{m}^3$ 以下。

3. 加强通风 ,净化风源。通风工作除不断向工作面供给新鲜空气外 ,还可将含尘空气排出。若进风风流中含尘量过高 ,则必须在进风口进行净化 ,也可在风筒中设 1 ~ 2 个喷雾器(喷嘴逆风流方向)。

4. 个体防护。通过上述措施 ,可以将工作面粉尘浓度降低到 $2\text{mg}/\text{m}^3$ 以下 ,但仍无法根除 ,作业人员一定要佩戴防尘口罩 ,并要定期进行身体健康检查 ,发现病情应及时治疗。

第五章 竖井掘进施工新技术

第一节 竖井表土施工

竖井近地表部分,在坚实的基岩之上,常为风积土层、冲积层、或为山麓堆积物、或为风化岩层,厚度或仅几米,或数十米乃至更多。这部分统称为表土层。表土层一般稳定性较差,常为井筒施工带来一定困难。

表土层施工要根据具体情况决定。在比较稳定、含水量不大、没有流沙层时,可以采用普通挖掘法,否则,在涌水量大,有流沙层以致表土层很不稳定时,常被迫采用板桩法(撞楔法)、沉井法、冻结法等特殊掘进法施工。

下面介绍在稳定表土层的普通掘进方法。

一、临时锁口

在表土破土挖掘以前,用十字标桩法精确标出井筒中心,表土向下挖掘 2m 左右时,安装临时锁口。它的作用是固定井位、封闭井口、安装井盖和作为吊挂临时支架的第一道井圈。临时锁口有木结构和金属结构。

本质临时锁口用断面为 250mm×250mm 或 300mm×300mm 的方木或圆木,组成如图 2-5-1 的八角形框。用扒钉或螺栓联结,框的内接圆直径与吊挂井圈相等,圆心与井筒中心重合。矩形断面竖井的锁口按掘进断面定,锁口中心与矩形中心重合。在锁口上面铺设锁口梁和木板,木板板面标高与井口封口盘的预定标高相等。

木质临时锁口重量小,给井口荷重较小,但是强度小,支撑能力也小。

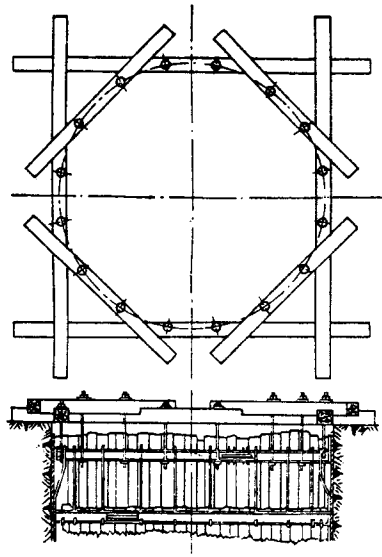


图 2-5-1 木质临时锁口

简易钢结构临时锁口如图 2-5-2 所示。用四根工字钢或钢轨铺在井口,上面安放一道井圈,相互间用 U 形钢卡固定,再用挂钩吊挂临时支护井圈。钢梁上铺木板作为临时封口盘。这种锁口最简单,承载能力大,使用普遍。

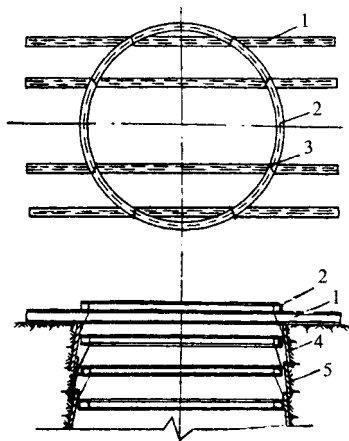


图 2-5-2 钢结构临时锁口

1—钢轨或工字钢 2—井圈 3—卡子 4—挂钩 5—背板

向下挖掘到基岩时,从基岩做壁座,向上砌井壁。靠近井口部分,按设计位置留出永久井架支撑框的梁窝和预埋件,以及风道和管缆口等。如果用木材支护,在基岩挖出基框梁窝,安装基框,并将临时支架换为永久支架。

表土很厚时 ,第一个壁座可设在坚实的土层中 ,继续用简易设备往下挖掘 ,或更换凿井大井架 ,分段掘进与支护深部表土层。

二、表土施工设备及提升方式

表土施工可以使用基岩掘进的凿井井架和提升机 ,但是 ,在较多的情况下都采用临时性的简易设备 ,当穿过表土层 ,井颈部分的永久支架完工后 ,再改用凿井井架和提升机。这样既可提前动工 ,又避免凿井井架较大的重量使井口表土不堪承受而发生坍塌。

常用的表土施工提升设备和提升方法有：

(一)汽车起重机

是一种很理想的移动式提升设备 ,只要地形允许就可采用。汽车起重机的滚筒直径小 ,只适合于浅部井筒提升 ,深度不超过 30m。提升能力小 ,只能用小吊桶 ,升降时摆动大 ,提升速度必须放慢。

(二)三角架

三角架提升如图 2-5-3 所示。仅用于深度不超过 20m 的浅部施工。

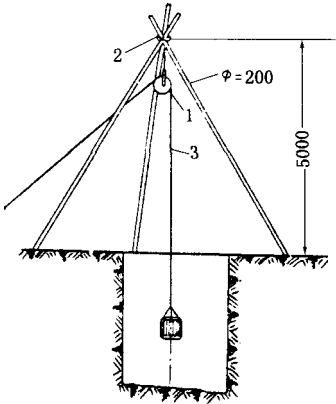


图 2-5-3 三角架

1—滑轮 2—三角架 3—钢绳

三角架提升虽然效率不高 ,但制作与使用方便 ,可用土筐人力提绞 ,或用小吊桶与小绞车((20 ~ 30) × 735.5)W 提升。三角架用三根圆木(直径 200 ~ 300mm)或三根钢管(直径为 100 ~ 150mm)构成。

(三)简易井架与小绞车提升

简易井架为木结构或钢结构 ,配合小吊桶与小绞车 ,适用于井深在 80m 以内的井筒施工。简易井架结构如图 2-5-4 所示。

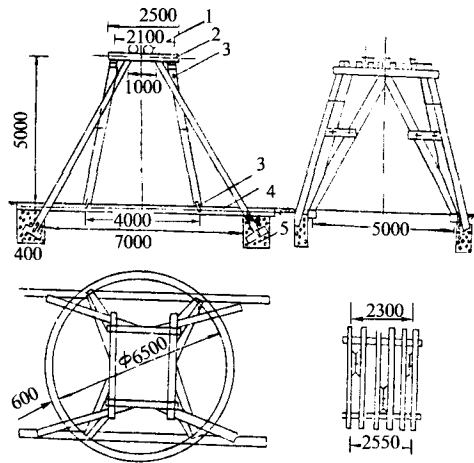


图 2-5-4 简易井架

1—天轮 2—天轮平台方木 3—螺栓 4—木锁口梁 5—木撑基础

除上面介绍的几种简易提升设备与提升方法外,还有使用辘轳、绞盘,以及龙门架形式的井架等。

三、表土掘进与支护

表土掘进一般不用钻眼爆破,直接用人工挖取或机械挖取,在必要时也可以用浅眼及少量炸药爆破。

挖掘时可以在全断面下掘,每下掘一段,随即进行临时支护。根据表土稳定情况,临时支护要加背板。

全断面下掘适用在稳定的表土层和无水的情况,如果表土不够稳定和有涌水时,为减少井帮暴露面积和暴露时间,不采用全断面挖掘法,而采用超前小井,然后扩大到全断面,由于井底始终有一超前小井集水,可以改善工作条件。

含水表土层施工时,涌水现象不仅影响施工效率,井帮淋水会造成砂土流失和坍塌片帮。因此,常需在背板后面填以草袋或旧麻袋滤水并防止沙土流失。

表土支护必须及时,使用木材支护时,首先在井口安装基框,然后自上而下架设吊框,吊框借螺杆或吊钩悬挂,间隔式支架在四角加顶柱,表土不够稳定时用密集井框。框木用断面为 18~20cm 的方木或圆木,背板厚可取 3~4cm,吊钩用直径为 13~18mm 的圆钢制成。基框的间距根据表土情况决定,一般可为 8~16m。

使用混凝土浇灌井壁时,在没有涌水影响和稳定的表土层中,分段高度可 20~40m;如果土层松软,应采用短段掘砌法施工,段高 1~6m。段高太小时,掘进与支护工作转换频繁,效率不高,但是,段高太大,又会出现片帮事故。

在稳定性较差的表土层内 ,将短掘短砌变为段高仅 1 ~ 2m 随掘随砌 ,井壁内设有竖向钢筋 ,钢筋上端有钩 ,下端有环 ,中间焊两段钢筋短棒。上端的钩挂在上一段井壁下露出的环内 ,焊接的短棒使钢筋与混凝土牢固连结 ,不致发生移动。所以这种短掘短砌也称为吊挂井壁法。

使用吊挂井壁施工法(见图 2-5-5),一般不需临时支护。但因为接茬多 ,井壁质量差 ,容易漏水。为解决这一问题 ,表土施工完后 ,再套砌一层井壁 ,形成复壁 ,最后形成的井径应等于设计直径。

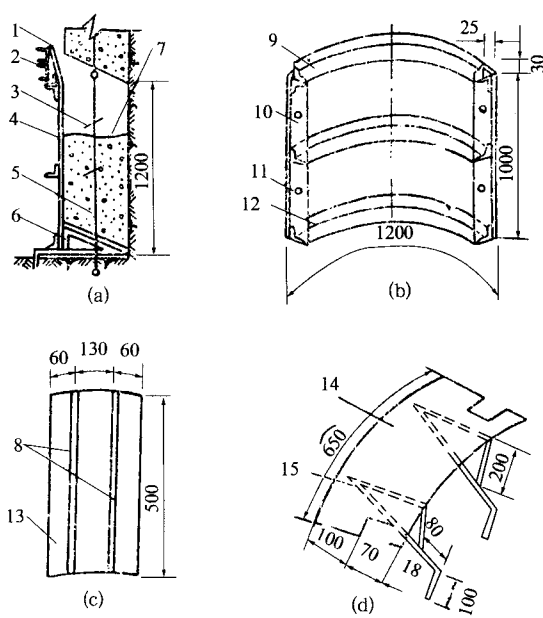


图 2-5-5 吊挂井壁施工法

(a)砌壁 (b)模板 (c)接荐板 (d)砌托盘

- 1—接荐板 2—井圈 3—加焊钢筋棒 4—金属模板 5— $\phi 19\text{mm}$ 钢筋 6—底托盘 ;
7—混凝土 8— $\phi 22\text{mm}$ 圆钢 9— 30×30 角钢 ;10—1.5mm 厚钢板 ;11—联结孔 ;
12— 50×50 角钢 ;13—3mm 厚钢板 ;14—2mm 厚钢板 ;15— 30×30 角钢

第二节 竖井基岩凿岩爆破工作

破岩仍以钻眼爆破法为主。由于井筒工作面常有积水 ,应选用抗水炸药。常用的炸药是 40% 硝化甘油炸药和抗水 4 号岩石硝铵炸药。炸药引爆以采用毫秒雷管为好。井

筒穿过煤层或距离煤层 10m 以内时 ,必须采用煤矿安全炸药和毫秒雷管。

炮眼内炸药的装填结构多采用连续集中装药 ,为防止拒爆、残爆 ,应推广串装药(图 2-5-6)。为满足光爆的需要 ,周边眼应采用不耦合缓冲间隔装药(图 2-5-7)。

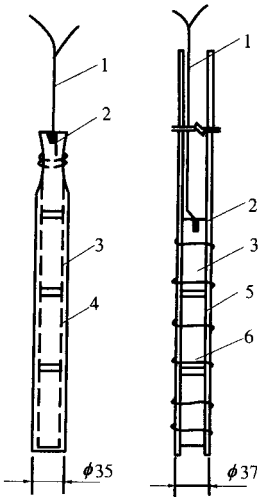


图 2-5-6 串装药

1—雷管脚线 2—雷管 3—炸药包 4—蜡纸筒或塑料袋；
5—苇杆或竹片 6—扎紧线

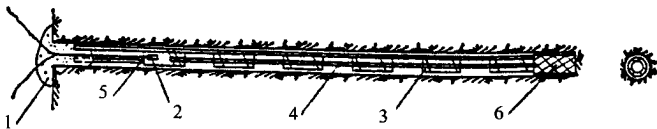


图 2-5-7 不耦合缓冲间隔装药结构

1—炮泥 2—雷管 3—细药包 4—导爆索 5—竹片 6—普通药包

炮眼深度与循环时间、钻眼设备、爆破技术、围岩性质等因素有关。现场主要按计划进尺、循环时间、炮眼利用率来确定炮眼深度。一般为 1.4~2.0m。

炸药消耗量可参照表 2-5-1 选取。

表 2-5-1 立井炸药消耗量参考表 kg/m³(原岩)

井筒净直径 m	岩石硬度(f) 普通爆破)				岩石硬度(f) 光面爆破)			
	软岩	中硬岩	硬岩	坚硬岩	软岩	中硬岩	硬岩	坚硬岩
	2~3	4~6	8~10	12~14	2~3	4~6	8~10	12~14
<4	0.91	1.46	2.33	2.89	0.81	1.06	1.49	1.85
<5	0.81	1.34	2.06	2.55	0.78	1.03	1.46	1.81

井筒净直径 m	岩石硬度(f) 普通爆破)				岩石硬度(f) 光面爆破)			
	软岩	中硬岩	硬岩	坚硬岩	软岩	中硬岩	硬岩	坚硬岩
	2~3	4~6	8~10	12~14	2~3	4~6	8~10	12~14
<6	0.77	1.26	1.87	2.32	0.76	1.01	1.40	1.74
<7	0.73	1.17	1.71	2.12	0.71	0.98	1.36	1.69
>7	0.71	1.10	1.58	1.87	0.69	0.98	1.31	1.62

注 1. 表中数据系指四号岩石抗水硝铵炸药的消耗量。用一号岩石硝铵时,应除以 0.91;二号岩石硝铵除以 1.0;甘油炸药除以 1.03。

2. 涌水量(m^3/h)换算系数 <5-1.0; <10-1.07; <15-1.09; <20-1.12; <30-1.15; <50-1.18; <70-1.21。

炮眼布置与井筒断面形状有关。圆形断面多按同心圆布置。掏槽方式依眼深而定,一般采用锥形掏槽,深孔爆破常用直眼掏槽。采用光面爆破时,周边眼与相邻一圈炮眼的间距(W)为 0.6~0.8m;周边眼间距(E)为 0.5~0.7m,要求 $E/W \leq 0.8 \sim 1.0$ 。

立井打眼多采用手持式凿岩机,工人劳动强度较大,且钻速慢、不易钻深孔。目前已开始采用凿岩吊架。吊架有环形和伞形两种。

环形吊架(图 2-5-8)用三根钢丝绳悬挂在吊盘上的三台气动绞车上。工作时下放到距工作面约 3m 处,调整支撑器与井壁撑紧,找准中心,安上凿岩机的风水管路即可进行钻眼。

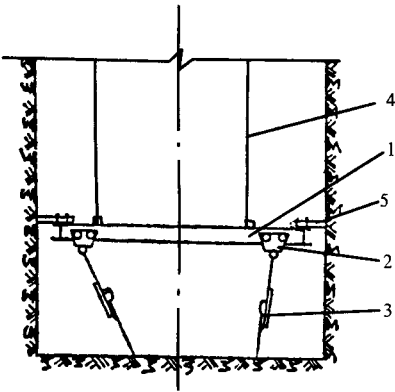


图 2-5-8 环形吊架示意图

1—工字钢滑道 2—滑行小车 3—凿岩机 4—悬吊钢丝绳 5—支撑器

伞形吊架由立柱 1、操纵臂 3、千斤顶 4 和分水分风器 5 组成(图 2-5-9)。平时,伞形吊架悬吊在地面井架的斜架上,打眼时将斜架转到井盖门处,用提升钩头将吊架送至工作面进行对中、固定和打眼。打完眼,将吊架收拢起来,用提升钩头提至井口,挂在井架的斜架上转离井筒。

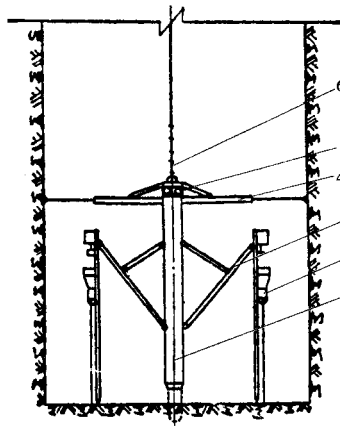


图 2-5-9 伞形吊架

1—立柱 2—凿岩机 3—操纵臂 4—千斤顶；

5—分水分风器 6—提升钩头

使用吊架钻眼 ,大大提高了打眼速度 ,减轻了工人的劳动强度 ,深受现场欢迎。

立井爆破网路 ,因雷管数量较多 ,通常采用并联、串并联 ,如图 2-5-10 所示。

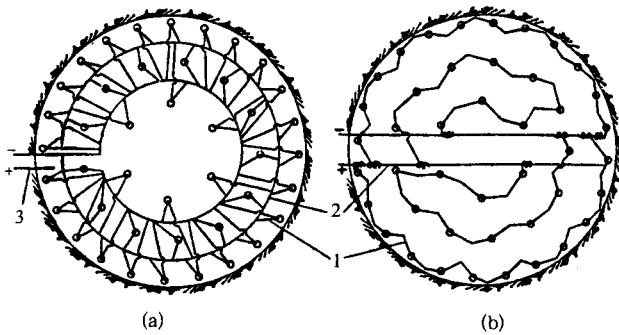


图 2-5-10 立井爆破网路

(a) 并联 (b) 串并联

1—雷管脚线 2—爆破基线 3—放炮母线

立井爆破作业必须严格遵守《煤矿安全规程》的有关规定。装药前工作面的工具、设备要提至安全地点。放炮前全部人员要撤出井筒离开井棚 ,打开井盖门 ,由专职放炮员进行放炮待炮烟排出后 ,要进行安全检查 ,排除一切不安全因素后 ,方可下井工作。

第三节 竖井掘进装岩提升工作

立井掘进装岩常采用 $NZQ_2 - 0.11$ 型抓岩机,它由抓斗、起重器和操纵架三部分组成(图 2-5-11)。此机的装岩生产率较低,操作费力,噪音很大。目前,已开始推广使用抓斗容积大($0.35 \sim 0.565\text{m}^3$)、机械化程度高、生产能力大的靠壁式和中心回转式抓岩机。

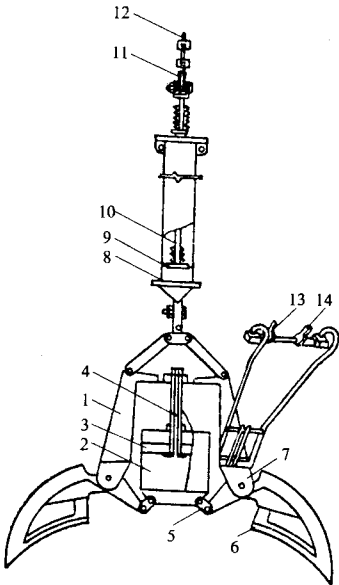


图 2-5-11 $NZQ_2 - 0.11$ 型抓岩机

- 1—机体 2—抓斗气缸 3—活塞 4—双层活塞杆 5—铰链板；
6—抓片 7—小轴 8—起重器气缸 9—活塞 10—活塞杆；
11—护绳环 12—钢丝绳 13、14—配气阀

靠臂式抓岩机由悬吊固定装置、操纵机构和抓斗组成(图 2-5-12)。它由地面的凿井绞车悬吊,抓岩时下放到工作面附近,用四根张紧螺栓紧固在四根锚杆上,抓岩结束后将它提至安全高度。

凿井时的提升容器采用吊桶(图 2-5-13),其容积为 $1 \sim 3\text{m}^3$,国外已有采用 8m^3 吊桶的。

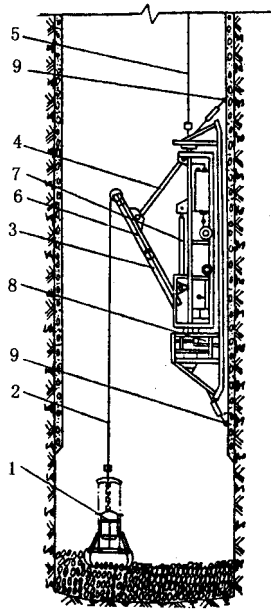


图 2-5-12 靠壁式抓岩机示意图

1—抓斗 2—抓斗钢绳 3—斜架 4—拉杆 5—悬吊钢绳 6—提升油缸；
7—折臂油缸 8—回转油缸 9—固定锚杆

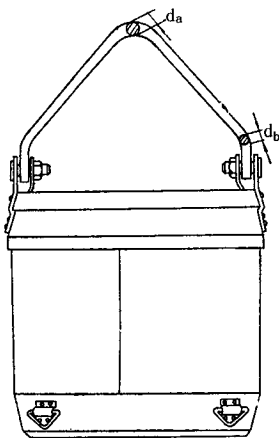


图 2-5-13 吊桶

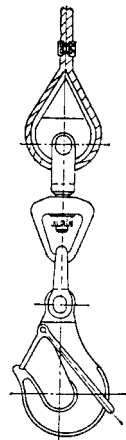


图 2-5-14 吊桶钩头联接装置

装岩时,吊桶摘挂钩频繁,必须采用操作简便、安全可靠的联接装置(图 2-5-14)。

吊桶在吊盘以上借助于滑架(图 2-5-15)沿两根稳绳运行。稳绳的上端,通过天轮固定在凿井绞车上;下端固定在吊盘上。双层吊盘结构如图 2-5-16 所示。掘砌单行作业时,吊盘也就是稳绳盘。如掘、砌平行作业,则在砌壁双层吊盘之下,掘进工作面上方,还应设稳绳盘。稳绳盘距工作面的高度不得超过 40m。

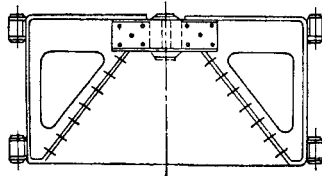


图 2-5-15 滑架

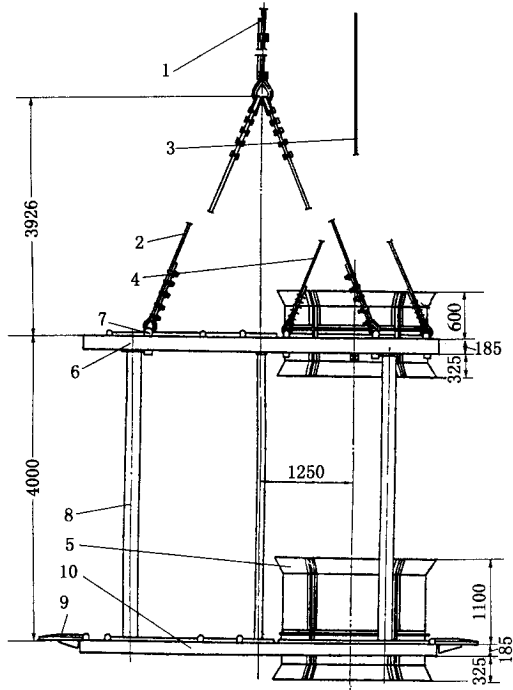


图 2-5-16 双层吊盘

1—吊盘悬吊绳 2—双叉支绳 3—稳绳 4—稳绳双叉支绳 5—吊桶喇叭口；
6—上层盘 7—悬吊装置 8—立柱 9—折页 10—下层盘

吊桶装满矸石后，提至地面卸矸平台卸载。卸矸方式有人工卸矸、翻笼自动卸矸和座钩自动卸矸等多种方式。

人工卸矸(图 2-5-17)：吊桶提至卸矸台水平后，关闭卸矸门，工人将卸矸吊钩挂住桶底铁环，然后放松提升钢丝绳，使吊桶缓缓倾倒而卸矸，矸石卸尽后，再提起钢丝绳，使吊桶复位，人工卸矸稳妥可靠、设施简单，但需专人操作、效率低、速度慢。

座钩式自动卸矸：在活动溜矸槽上架设一个带钩子的偏心托架，钩尖正对提升中心，借助平衡尾架使钩尖始终保持垂直向上的位置，平衡尾架与钩身略向上翘起。吊桶的桶底应改装成带一个直径 300mm 的中心圆形空穴。矸石吊桶提至卸矸台高度再向下落

时,桶底首先压迫平衡尾架和钩身,使钩尖可靠地进入桶底空穴,当吊桶完全坐落在偏心托梁上时,立即随偏重倾覆而钩子牢牢钩住桶底,实现自动卸矸(图 2-5-18)。这种翻矸装置具有结构简单、加工安装容易、安全可靠、冲击力小、翻矸迅速等优点,但应注意防止吊桶底孔部分存矸掉落的危险。

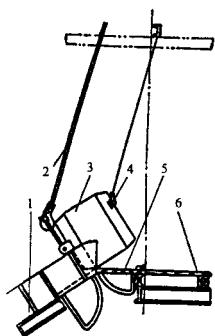


图 2-5-17 人工卸矸图

1—溜矸槽 2—提升钢丝绳 3—吊桶 4—卸矸吊钩 5—卸矸门 6—卸矸平台

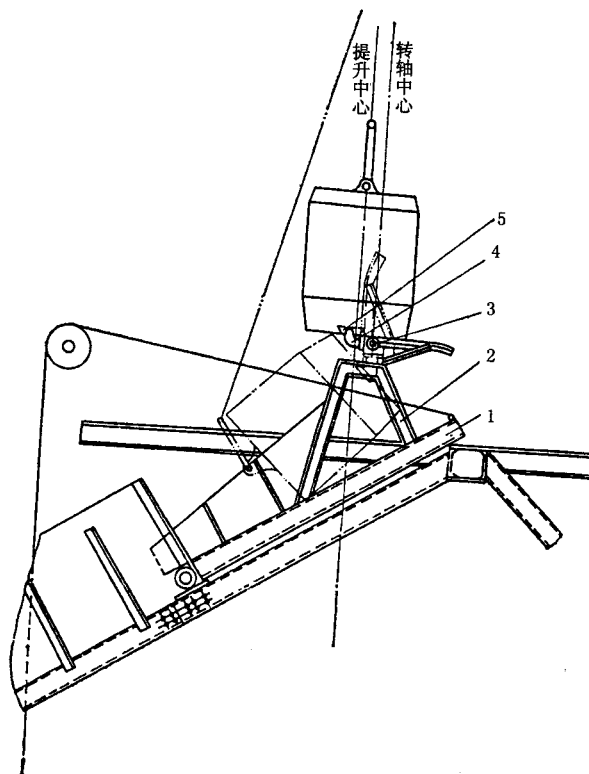


图 2-5-18 座钩式自动卸矸

1—翻矸溜槽 2—支架 3—横轴 4—座钩 5—吊桶底

第四节 竖井掘进支护

立井基岩掘进时采用的井圈背板式临时支架 和表土施工所用的相同。

永久支护可用料石井壁、混凝土井壁或锚喷支护。料石砌壁 ,劳动强度大 ,效率低 ,整体性、封水性差 ,除小型矿井 ,岩层涌水量不大 ,料石又可就地取材时仍可采用外 ,已逐渐被混凝土井壁所取代。

混凝土井壁施工 ,都是在地面搅拌站将混凝土搅拌好 ,经输料管或用吊桶送到井下浇注在井壁模板内。模板有木模板、装配式金属模板和伸缩式金属整体移动模板三种。为了节约木材 ,加快砌壁速度 ,应尽量采用金属模板。经验表明 ,短段掘砌时采用整体移动模板 ,效果很好。其结构如图 2 - 5 - 19 所示。它由两大扇弧形模板组合而成 ,呈一可伸缩的圆筒结构。伸缩缝隙由活动小模板 1 封填 ,其上固定脱模螺栓 3。脱模时 ,利用脱模螺栓先径向收回活动小模板 ,而后旋动切向伸缩螺栓 2 ,使两扇模板收缩靠拢。撑开模板使它呈工作状态的操作顺序与此相反。

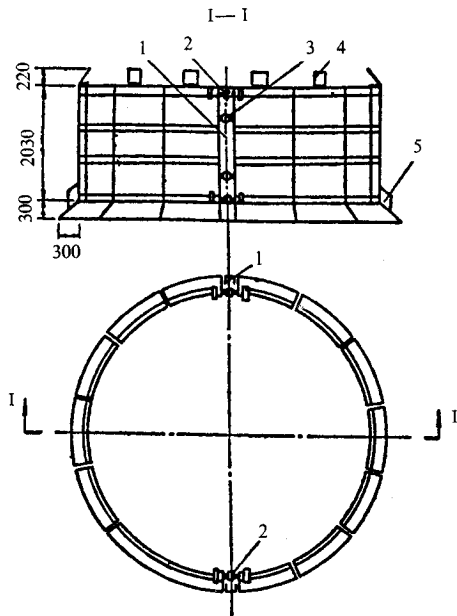


图 2 - 5 - 19 伸缩式金属整体模板示意图

1—活动小模板 2—伸缩螺栓 3—脱模螺栓 4—浇灌门 5—接茬口盒

近几年 ,开始使用喷射混凝土支护(有的配合锚杆) ,施工工艺见图 2 - 5 - 20。喷射

机也可设在井口,这时要特别注意防止堵塞管道。锚喷支护作为永久井壁,不仅工作简单,便于机械化施工,而且降低了水泥用量和掘进工程量,在安全上也是可靠的,值得推广使用。

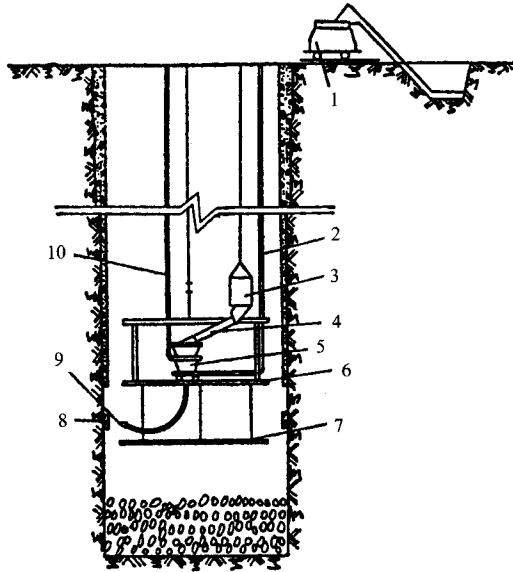


图 2-5-20 喷射混凝土井壁施工示意图

1—搅拌机 2—压风管 3—吊桶 4—溜槽 5—喷射机 6—吊盘；
7—喷射平台 8—井壁 9—喷嘴 10—供水管

第五节 竖井掘进通风及安全工作

与平巷掘进通风相比,竖井掘进通风的特点有:

1. 爆破后炮烟温度高,有自然上升的趋势。
2. 由于井壁岩石与空气的温度差,造成井筒中央空气柱的重量与近岩壁处空气柱重量不同,有或大或小的自然通风作用。
3. 竖井掘进时涌水下淋,不仅造成自然风流,还能溶解某些可溶性毒气。

根据上述特点,采用压入式通风,无论对于排尘或稀释、排除炮烟,效果都更好一些。当井深超过 200~300m 时,可以采用混合式通风。

竖井掘进通风风量的计算:平巷通风的一般规律仍然适用,按照压入式通风的沃洛宁公式:

$$Q_f = \frac{7.8}{t} \sqrt[3]{\varphi AS^2 L^2} \quad (\text{m}^3/\text{min}) \tag{5-1}$$

式中 Q_f ——压入式通风风量 , m^3/min ;
 t ——通风时间 , min ;
 A ——一次爆破的炸药量 , N ;
 S ——井筒断面积 , m^2 ;
 L ——井筒长度 , m ;
 φ ——由于井筒淋水使炮烟浓度降低的系数 ,见表 2-5-2。

表 2-5-2 井筒淋水炮烟浓度降低系数

井筒淋水特征	φ
井筒干燥或有淋水 ,但井深小于 200m	1.00
井筒含水 ,井深大于 200m ,涌水量小于 $6\text{m}^3/\text{h}$	0.60
井筒含水 ,井深大于 200m ,涌水如雨 $6 \sim 15\text{m}^3/\text{h}$	0.30
井筒含水 ,井深大于 200m ,降水如暴雨 ,大于 $15\text{m}^3/\text{h}$	0.15

混合式通风的风量仍可按平巷掘进的公式进行计算。
通风风量要满足排尘风速不低于 0.15m/s 的要求。

第六节 竖井掘进涌水综合处理

井筒涌水是影响掘进速度、井壁质量、劳动条件和劳动生产率的重要因素 ,甚至关系到井筒施工的成败。对井筒涌水的处理 ,不外排水或注浆堵水两种方法。

一、排水

吊桶排水 装岩时将工作面积水用压气泵排入吊桶 ,混同矸石一起提到地面。此法最为简便 ,但涌水量不能超过 $6\text{m}^3/\text{h}$ 。

吊泵排水 利用悬吊在井内的吊泵 ,将积水直接排至地面或排至中间泵房 ,再转排至地面。此法适合于涌水量不超过 $40\text{m}^3/\text{h}$,否则井筒内需增设吊泵 ,对施工不利。

为了减少工作面的积水和淋水 ,常采取截水措施。就是在含水层下方设置截水槽 ,将截住的水导入水箱或中间泵房内 ,再用水泵排至地面(图 2-5-21)。

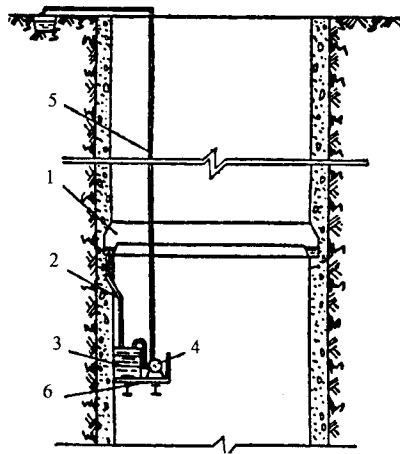


图 2-5-21 截水槽排水系统

1—截水槽 2—导水管 3—水箱 4—水泵 5—排水管 6—固定盘

二、注浆堵水

注浆堵水,就是利用注浆泵将浆液注入含水岩层内,使其充满岩层的裂隙并凝结硬化,堵住地下水流入井筒的通路,从而减少井筒涌水。注浆堵水有两种方式:一种是为了打干井,在井筒掘进前打钻注浆堵水,叫做预注浆,它又可分为地面预注浆和工作面预注浆;一种是为了避免井壁渗水,而在井筒掘砌后向含水层注浆封水,称为壁后注浆。

壁后注浆,都是自上而下分段进行,分段高度一般为 15~25m。在各分段内则采取自下而上的注浆顺序,这是为了防止后注浆液向下渗漏而影响注浆质量。

注浆管应在砌筑井壁时在出水处埋设好,为了避免管路因注浆压力过大而被顶出,管子埋入井壁的部分应焊上法兰状铁板。管端孔口还应采用卵石围砌,避免孔口被混凝土堵塞。管口需带丝扣,以便安装阀门。采用单液注浆的管路装置如图 2-5-22 所示。

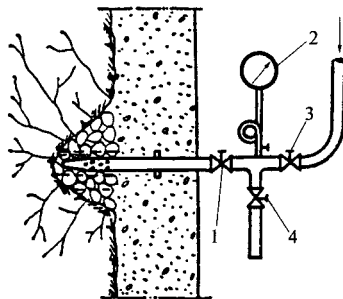


图 2-5-22 单液注浆管路装置

1—注浆管阀门 2—压力表 3—进浆管阀门 4—卸浆阀门

我国煤矿采用壁后注浆的井筒很多,混凝土井壁经注浆后,堵水效果都很好。

第六章 斜井掘进施工新技术

第一节 斜井表土的施工

斜井表土施工方法与斜井倾角、表土层的性质以及地形等因素有关。当斜井井口位于山岳地带而表土又较硬时 ,只需在井口附近进行一些必要的场地整理 ,保证边坡稳定 ,即可破土开工(图 2-6-1)。在这种情况下 ,掘进井口前的露天土方工程量最小。在地形平坦地区 ,如要直接开挖井口 ,则井口顶板不易维护 ,必须先挖明槽(井口坑) ,直至使暗槽门脸上部岩层(土层)的厚度大于 2m 为止(图 2-6-2)。明槽坑底坡度一般与井筒倾角一致。坑底宽度应比井筒的掘进宽度每侧再宽出 0.5m 左右。井口坑的深度取决于表土层的稳定性 ,一般不宜超过 10m。井口坑侧壁和正面额墙的坡度 ,取该表土层的自然安息角。

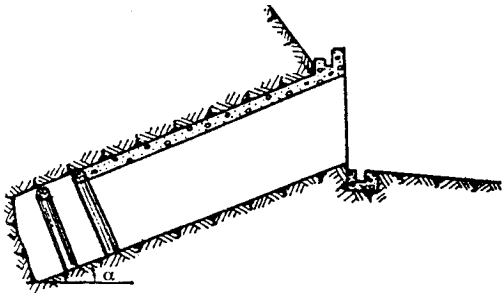


图 2-6-1 山岳地带斜井井口

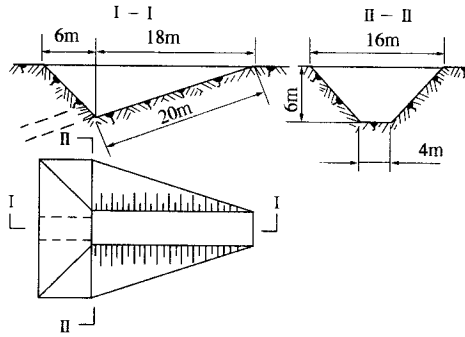


图 2-6-2 斜井井口坑

明槽施工方案有以下几种：

一、墙部土方直挖法(图 2-6-3)

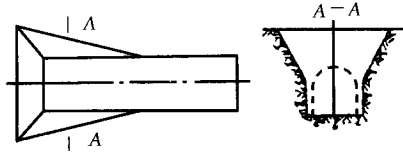


图 2-6-3 墙部土方直挖法

无地下水时可以采用此法 ,可减少挖方量 25% ~ 50%。

二、支撑加固法

将明槽两侧作成直立槽壁 ,用横向支撑将两侧壁顶紧(图 2-6-4(a)),明槽门脸部用斜撑支护 ,斜撑由挡板、撑木和木桩组成(图 2-6-4(b))。此法适用于土壤的内摩擦角较小而明槽又较深的情况。

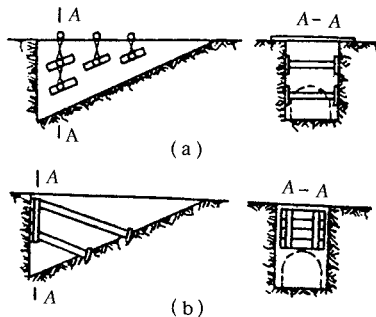


图 2-6-4 明槽支撑加固法

(a) 槽撑布置 (b) 斜撑布置

三、台阶木桩法

适用于表土稳定性较差或夹有流砂层的情况。台阶侧壁用短木桩插板维护,台阶尺寸为 $0.55\text{m} \times 0.55\text{m}$,形成 45° 台阶边坡,如图 2-6-5 所示。

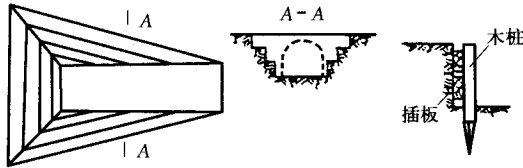


图 2-6-5 台阶木桩插板法

井筒开口后,开始区段应架设密集棚子,向下掘进 5m 左右,停止掘进,从下向上砌筑井口部分直到地面为止。明槽礅顶外部须抹设防水层后才可回填表土并应分层夯实。

井筒在表土层中施工,为确保工作的安全,多采用短段掘砌施工方法,掘砌段距一般为 $2 \sim 5\text{m}$ 。土质稳定,掘进宽度小于 5m 时,可采用全断面一次掘进;反之则采用导硐法施工。

第二节 斜井基岩施工

一、破岩

为提高装岩效率、便于钻眼与装岩平行作业,多采用抛碴爆破,但斜井抛碴是比较困难的,一般采取的措施是,使底眼上部辅助眼(或专门打一排抛碴眼)的角度比斜井倾角小 $5^\circ \sim 10^\circ$,加深底眼 $200 \sim 300\text{mm}$,使眼底低于巷道底板 200mm ,加大底眼装药量,底眼最后起爆。

二、装岩

主要采用耙斗装岩机(图 2-6-6)。使用时应特别注意安设牢固,防止下滑。坡度在 25° 以下时,除了使用耙斗装岩机自身所配带的四个卡轨器外,还应在机身后部加设两个大卡轨器(图 2-6-7)。坡度大于 25° 时,需在巷道底板上钻两个 1m 左右深的眼,楔入两根圆钢或铁道橛子,用钢绳套将耙斗机栓在橛子上。

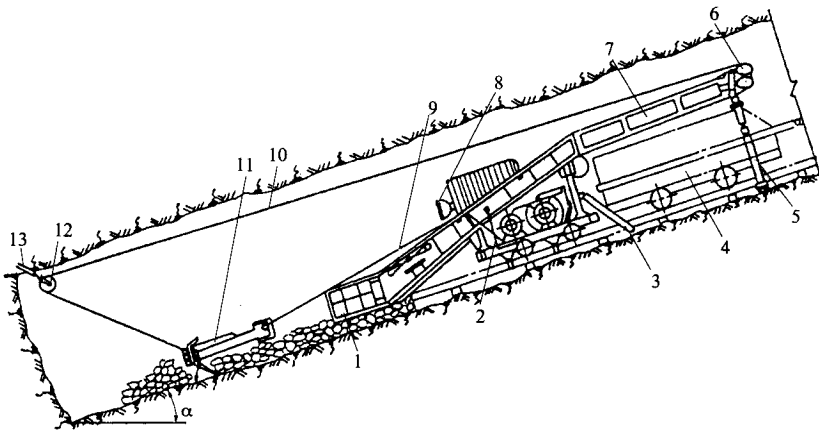


图 2-6-6 耙斗装岩机在斜井工作面布置示意图

1—挡板 2—操纵杆 3—大卡轨器 4—箕斗 5—支撑 6—导绳轮 7—卸料槽；
8—照明灯 9—主绳 10—尾绳 11—耙斗 12—尾绳轮 13—绳头与铁楔

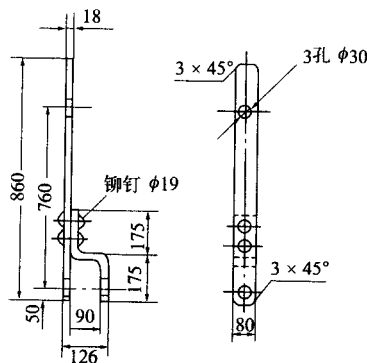


图 2-6-7 大卡轨器规格

耙斗机的下放,一般由提升绞车牵引。移机前将耙斗、尾轮及钢绳一起收入槽内,关闭电源,清理两旁和前方的矸石,调整升降装置使簸箕口抬高距轨面 50mm 以上,再将箕斗和耙斗机连接好,通知绞车司机将耙斗机稍为上拉,以便松开卡轨器等固定装置,然后便可慢速下放。下放至所需位置,固定好以后,必须经过全面检查、试运转,才可以装岩。

为提高装岩效率,耙斗机距工作面不要超过 15m;耙斗刃口的插角选用 65° 左右为好,还可以在耙斗后背焊上一块斜高 200mm 的铁板,增加耙装容量;工作面两侧上方的炮眼,可加深 400~500mm 并填上炮泥,放炮后,利用此孔固定尾轮,即可开始装岩。

耙斗装岩机适用于倾角小于 30° 的斜巷掘进装岩,万一发生跑车事故,它还能起挡车作用,故工作面比较安全。

三、提升

1. 矿车提升

井筒断面小于 13m^2 ,长度小于 200m ,倾角在 25° 左右时 ,可采用矿车提升。矿车提升设备简单 ,井口临时设施少 ,但提升能力低。

2. 箕斗提升

采用箕斗提升 ,可以缩短摘挂钩、甩车等辅助时间。使用大容量的箕斗 ,在开掘断面较大和较长的斜井时 ,效果尤为明显。一般的箕斗 ,由于有卸载轮凸出于斗身之外 ,使用不便。目前 ,多改用一种无卸载轮的前卸式箕斗(图 2-6-8)。

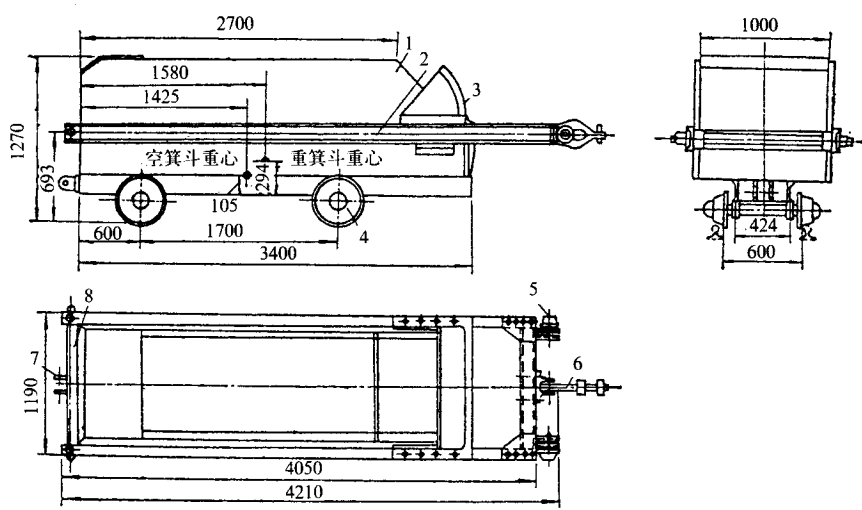


图 2-6-8 2.5 m^3 无卸载轮前卸式箕斗

1—斗箱 2—牵引框 3—后盖板 4—箕斗行走轮 5—导向轮 ;
6—联接装置 7—护绳环 8—转轴

四、排水

斜井施工 ,妥善地处理井筒涌水和工作面积水是保证施工质量、改善工人劳动条件、加快掘进速度的一项十分重要的工作。解决排水问题 ,首先必须查明水源和水量大小 ,以便采取相应的措施。

1. 工作面直接排水

如果涌水量不大($6\text{m}^3/\text{h}$ 左右) ,可用风动潜水泵(或电动潜水泵)将工作面积水排入提升容器中与矸石一起提至地面翻出。使用电动潜水泵时 ,在爆破装药前必须切断电源并检查杂散电流 ,确认无问题时方可装药。

当工作面涌水量在 $30\text{m}^3/\text{h}$ 以内时,为了避免卧泵经常移动和增加开掘腰泵房的费用,可利用喷射泵将水排至腰泵房水仓,再由卧泵转排至地面(图 2-6-9)。

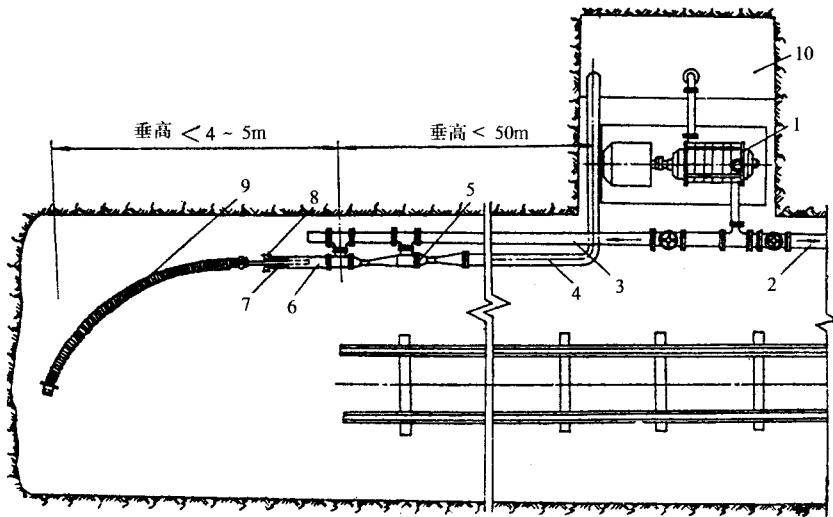


图 2-6-9 喷射泵-卧泵排水示意图

1—离心式水泵 2—排水管 3—压力水管 4—喷射泵排水管 5—双喷嘴喷射泵；
6— $\phi 50\text{mm}$ 伸缩管 7—填料 8—伸缩管法兰盘 9—吸水软管 10—水仓

喷射泵由喷嘴、混合室、喉管、扩散器、供水管、吸水管、排水管组成。其工作原理是将原动泵供给的高压水引入喷嘴,以高速射入混合室造成负压,工作面的涌水即可借助大气压力和混合室的压力差,沿吸水管进入混合室,吸入的涌水与高速水流混合后获得大量动能,经由扩散器使大部分动能变为位能,从而将水排至一定高度。为提高喷射泵的扬程,可采用双喷嘴喷射泵(图 2-6-10)。

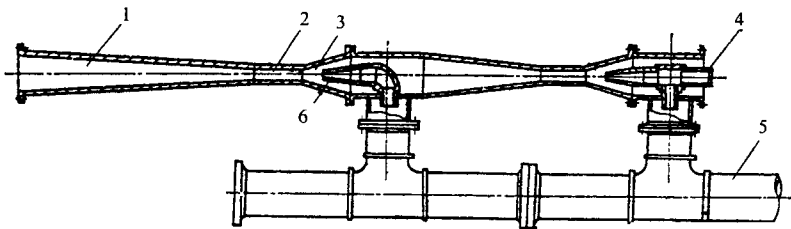


图 2-6-10 双喷嘴喷射泵构造

1—扩散器 2—喉管 3—混合室 4—丝堵 5—供水管 6—喷嘴

喷射泵具有结构简单、制作方便、体积小、重量轻、无运转部分(易于维护,工作可

靠) 吸入泥砂等杂物对排水无影响等优点 , 虽然效率较低、耗电量大 , 仍得到广泛使用。

涌水量超过 $30\text{m}^3/\text{h}$, 需设置离心泵排水。斜井倾角小于 20° 、斜长小于 200m 时 , 可直接将水排至地面 ; 否则必须在井筒适当位置设腰泵房 , 分段进行排水。

工作面水泵应放置水平 , 其倾斜不应超过 8° 。水泵可安设在沿轨道行驶的平板车上或放在巷道底板的框架上。

2. 井筒中涌水的处理

若有涌水量较大的含水层、断层或裂隙涌水 , 应采取分段截排水措施 , 使水不能流到工作面 , 以减轻工作面排水负担。

当涌水点的下方设有腰泵房和水仓时 , 可在井筒底板挖掘纵横水沟 , 将水引入水仓 , 用水泵转排至地面。若无临时水仓 , 就必须在涌水点下部 , 凿一小容量水窝 , 在水窝上部靠井筒不行人的一侧 , 设置潜水泵或喷射泵 , 将水直接排出井筒或排至上方临时水仓中 , 再转排至地面。

五、支护

设巷道的倾角为 α , 由图 2-6-11 可见 , 沿重力方向作用于斜巷的地压 p 有两个分量 : 分力 $N = p \cdot \cos\alpha$, 它作用在支架平面内 , 对支架产生压力 ; 分力 $T = p \cdot \sin\alpha$, 有使支架向下滑落的趋势 , 故采用棚式支架时 , 棚腿应向倾斜上方与顶、底垂线呈一夹角(迎山角) 相交 , 一般每倾斜 $6^\circ \sim 8^\circ$, 便应具有 1° 迎山角 , 用以保持支架的稳定性。随着 α 角的加大 , 为增强支架的稳定性 , 还应在支架之间打上顶撑、底撑 , 架设底梁 , 或每隔一定距离架设基框(即将方柱两端插入顶底板岩石内的支架)。

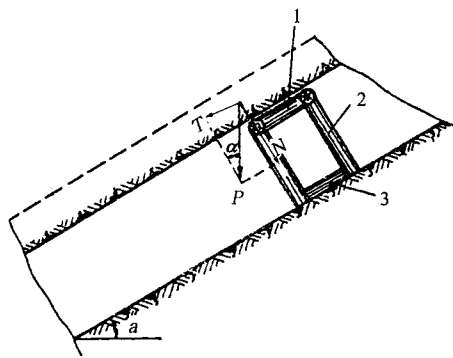


图 2-6-11 斜巷地压及支架特点
1—顶撑 2—立柱 3—底撑

采用石材支架时 ,砌碛工作应由下往上进行。随着 α 角的增大 ,基础应采用台阶形。若底板岩石松软 ,则应砌筑底拱 ,甚至每隔一定距离还应修筑壁座。

近年来 ,锚喷支护已成为斜进的主要支护形式。一般将混凝土喷射站布置在斜井井口附近 ,这可大大简化井下工作面的布置 ,减少提升运输供料的环节 ,有利于掘、喷平行作业 ,是斜井快速施工的一项有效措施。

第七章 天井掘进施工新技术

天井工程是矿山基建、采准、生产探矿和放矿的重要工程之一。天井工程量约占矿山井巷工程总量的 10% ~ 15% ,占采准、切割工程量的 40% ~ 50%。因此 ,加快天井施工速度 ,对保证新建矿山早日投产和生产矿山三级矿量平衡 ,实现持续稳产、高产 ,具有十分重要的意义。

第一节 概 述

天井是矿山井下联系上下两个中段(水平)的垂直或倾斜巷道 ,主要用于放矿、行人、切割、通风、充填、探矿、运送材料、工具和设备等 ,因此可按其用途分别称为放矿天井、通风天井、行人天井.....等等。有的天井同时兼作多种用途。

溜井是一种特殊的天井 ,它的主要用途是放矿。采用溜井放矿是一种很经济的运输方法 ,特别是在高山采矿地区 ,采用溜井放矿 ,更有其较大的经济效益。

除钻井法、深孔爆破法外 ,天井施工特点为 :井内作业时 ,施工断面狭小 ,操作不便 ,高空作业 ,受炮烟、落石、淋水和粉尘威胁 ,安全性较差 ,通风困难。针对这些特点 ,天井施工必须周密计划 ,采取必要措施 ,确保安全施工。

天井掘进的方法有多种多样 ,过去多年一直沿用普通掘进法 ,由于存在着速度慢、工效低、通风差、木材耗量大、工人劳动强度大、安全事故等一系列问题 ,正在逐步被其它方法所代替 ,如吊罐法、爬罐法、钻进法。但在有些条件下 ,普通法仍占有一定地位 ,如 :

- (1) 不适宜用吊罐法、爬罐法掘进的短天井 ,其中特别是盲天井、煤矿的煤仓等 ;
- (2) 在软岩和节理裂隙发育的岩层中 ,随着掘进需要立即支护的天井 ;
- (3) 溜井因其下部结构复杂 ,不宜采用其他方法施工时。

第二节 普通掘进法

该法的工艺过程如下。首先要搭一个凿岩平台,设置人行梯子格和溜放矸石的漏斗格,并架设临时工作台见图 2-7-1,在工作台上用凿岩机打眼、装药、联线。工人退出后进行爆破、通风,然后架设矸石间和梯子间,分别用来贮存矸石和上下人员、材料、设备,至此完成了一个掘进循环的工作,下一循环仍从搭设工作台开始,并随着工作面向前推进,每隔一定距离,须延长管线及装钉矸石间的隔板,矸石则从下部溜口装车运走。

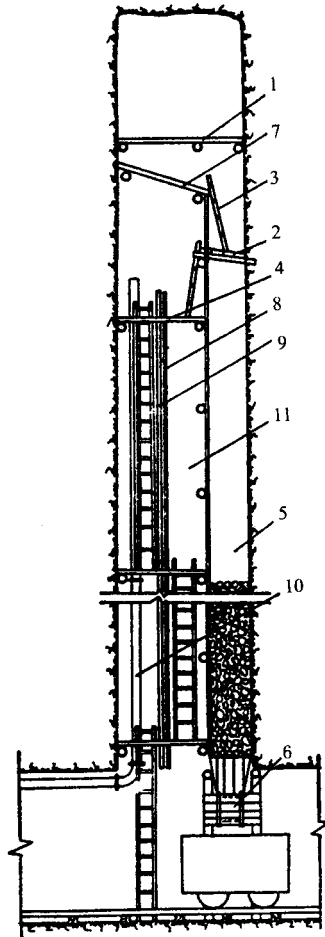


图 2-7-1 普通法掘进天井示意图

1—工作台 2—临时平台 3—短梯子 4—工具台 5—矸石间 6—漏斗口；
7—安全棚（做成与水平面成 30° 左右的角度）8—水管 9—风管 10—风筒 11—梯子间

第三节 吊罐掘进法

吊罐掘进法如图 2-7-2 所示,在上部阶段平巷先开凿一个硐室,安装钻机,在预定的天井断面中心钻进一个直径为 100~130mm 的钻孔,直达下部阶段相应的硐室。在上部硐室安装提升绞车,从钻孔下放钢绳,以便升降吊罐。吊罐结构有多种型式,分别用于垂直天井和倾斜天井,并有双层和单层之分。

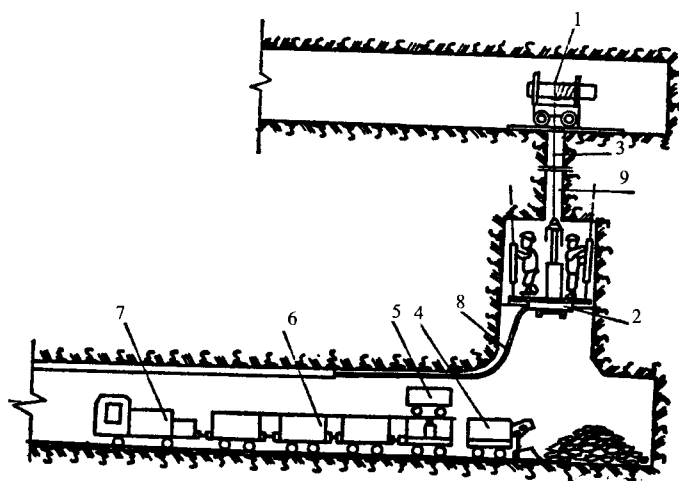


图 2-7-2 吊罐法掘进天井示意图

1—游动绞车 2—吊罐 3—钢丝绳 4—装岩机 5—斗式转载车 6—矿车;
7—电机车 8—风水管 9—中心孔

图 2-7-3 为单层直吊罐结构图。

使用吊罐掘进天井的工艺过程是:从上部钻孔放下钢绳,凿岩工在下面检查吊罐及工具、爆破器材。给信号通知绞车工提罐,当吊罐由避炮地点进入天井下部时,停罐。凿岩工人进罐、发信号,吊罐上升到离工作面 2m 处停止,并用信号联系调整位置,固定吊罐,处理浮石,凿岩、装药、联线、收好工具,作好下降吊罐的准备工作,边下降边放出放炮线,直到放吊罐硐室、摘钩、挂重锤,通知上部提空绳,上下联系好,人员从工作面撤出,合闸放炮,通风后,开始下一个循环。

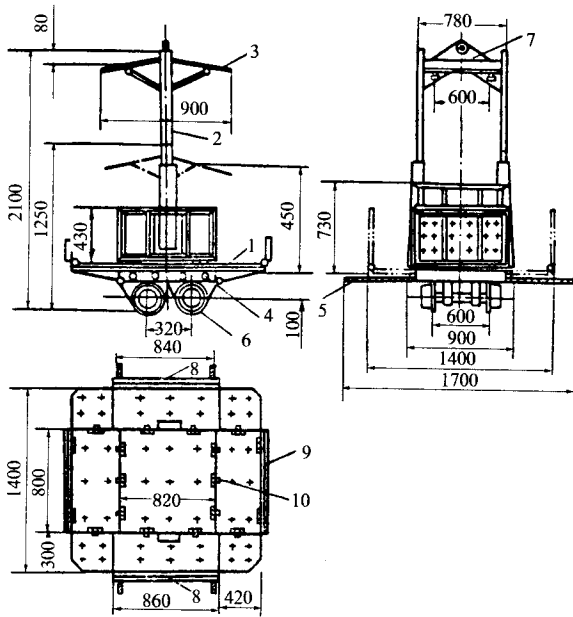


图 2-7-3 单层直吊罐结构示意图

- 1—折叠平台 2—伸缩架 3—保护盖 4—风动横撑 5—稳定钢绳；
6—行走轮 7—吊架 8—挡架 9—绞链

吊罐法掘进天井,凿岩爆破时利用中心钻孔为爆破自由面。天井凿岩,钻凿向上或倾斜向上的炮眼,使用 01—45 型凿岩机在吊罐工作平台上凿岩。掏槽眼取螺旋形或与中心钻孔成对称的形状。掏槽眼的角度与中心钻孔平行,如图 2-7-4 所示。炮眼深度不宜太小,因为天井掘进的辅助作业时间占整个作业循环时间的 50% 以上,特别是天井高度超过 60m 以上时,辅助作业时间更多。适当加大眼深可缓和这一矛盾。

天井爆破时,要防止堵塞中心钻孔,影响下放钢绳。现场经验,适量增大掏槽眼的装药量,可避免造成中心钻孔的堵塞。

天井内爆破的起爆方法有火雷管起爆和电雷管起爆两种方法。为避免杂散电流的威胁,多采用火雷管起爆,而火雷管的点火则用电力。常用的电力点燃导火线的方法有点火电桥与引火导火线点燃法和高电阻丝直接点燃法。

采用普通电雷管起爆时,装药前应测定杂散电流。为确保爆破作业安全,要求杂散电流不得超过 50mA,电压不得超过 3V。如超过此限额,必须把上下阶段 5m 以内的电源切断、待杂散电流、电压降低后,才允许装药。联线时应避免脚线接地,以免造成早爆事故。

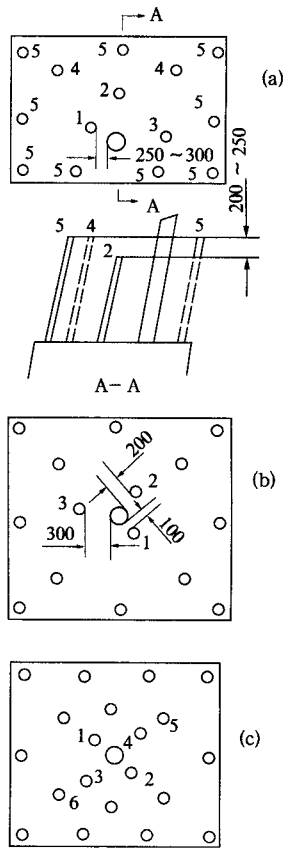


图 2-7-4 天井炮眼排列

(a)斜天井螺旋沟槽 (b)螺旋掏槽 (c)对称直线掏槽

吊罐掘进法爆破后的矸石堆积在天井底部,装运工作可以与凿岩平行,但是,要做好安全防护工作,避免上部坠落物伤人。

吊罐掘进时的通风和防尘工作,由于有中心钻孔,爆破后可以从钻孔下放压气管和压力水管,同时以压气和高压水吹洗,下部设局部通风机抽风 10~15min 可排出炮烟。另外一种方法是利用中心钻孔,从上部阶段硐室抽风,现场曾使用高压离心式通风机从钻孔抽风,在抽风筒内加铁丝网,防止抽起碎石进入叶轮。这种方法在 10~15min 内也能排除炮烟,可节省压气与高压水。

天井内凿岩石时产生的尘粉,除借通风机通风除尘外,还在吊罐下部安装喷嘴喷水,清洗天井周壁,并在工作台上装喷嘴,用以清洗天井工作面的粉尘。这种喷雾撒水除尘措施,对降低粉尘浓度有明显效果。

天井掘进的防尘问题比较困难,虽用通风与喷雾混合除尘,工作面含尘量往往还超出 2 毫克的规定限额。

吊罐法掘进天井比普通掘进法具有许多优点,可是,它只适合于垂直天井和急倾斜天井掘进,对于倾角小于 65° 天井,使吊罐运行困难,甚至能发生翻倒事故。天井高达 200m 时,吊罐虽然也能工作,但是,技术上产生一些困难,例如钻孔偏斜不易控制;生产率也因高度增大而降低。吊罐法对于盲天井则不能应用。

吊罐法不易解决的问题,使用爬罐法掘进天井得到了解决。

第四节 爬罐掘进法

爬罐实质上是可以沿特制导轨升降的罐笼和工作台的组合体。升降动力为风动、电力或柴油发动机。风动爬罐随天井长度增加,风压下降,限制了掘进高度。但是,用电力或柴油机驱动,可达 1300 ~ 1500m。从而爬罐解决了吊罐无法解决的长天井、盲天井和倾角小于 65° 天井的掘进。

图 2-7-5 为爬罐掘进天井示意图。在下部阶段巷道先开凿安装设备的硐室,该硐室也是爬罐的避炮硐室。先用普通掘进法从硐室掘进天井 3 ~ 5m,然后从硐室顶板起布置锚杆并安装导轨,导轨伸向天井,并沿天井顶板随工作面推进接长。导轨为爬罐轨道,又兼作风、水管路的支撑。硐室内还安装软管绞车、电缆绞车和信号装置。

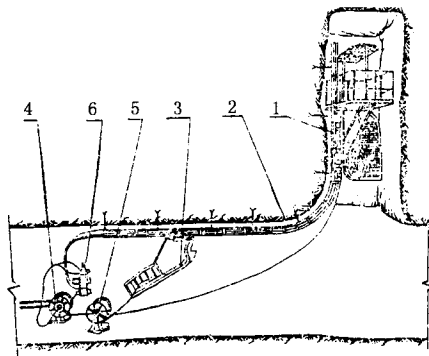


图 2-7-5 爬罐法掘进天井示意图

1—主爬罐 2—导轨 3—副爬罐 4、5—主副爬罐软管绞车 6—风水分配器

爬罐法掘进天井的工艺过程是:工人进入罐笼内,开动爬罐沿导轨升至工作面,稳住爬罐,人员由罐笼进到工作台,接轨,再把爬罐升到一定高度,在工作台上打眼、装药、联线,乘爬罐降至底部避炮硐室,放炮,打开风、水开关,借导轨顶部的喷孔,以压气和喷水通风除尘,装运岩石,然后开始第二个循环。

爬罐的工作平台是接轨、打眼、装药、连线的工作台。在爬罐升降时,工人在平台下部的罐笼中,工作台起保护盖作用。在工作台上有安全伞,伞高可以调节,工作台上还有钎子筒、工具箱,工作台并设有栏杆。导向装置也是安全装置,控制爬罐只能沿导轨运行,防止出轨。

驱动装置由风动马达、离合器、蜗轮减速箱、链式连轴节、制动器、飞轮离心限速器和行走齿轮构成。如图 2-7-6 所示。风动马达工作时,经离合器、蜗轮减速器带动行走齿轮转动。上下两蜗轮减速器的蜗杆借链式联轴器联结,使上下两行走齿轮获得同步。并与导轨上的齿条啮合,沿导轨上下运行。通常驱动装置用一台风动马达,但是,当天井高度较大时,两台风动马达驱动。

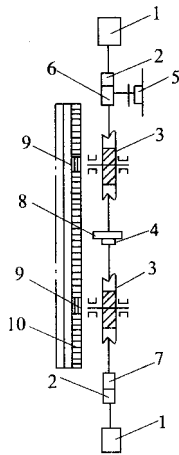


图 2-7-6 爬罐驱动装置示意图

1—风马达 2—离合器 3—蜗轮减速器 4—链式联轴器 5—制动器 6—制动轮;
7—离心限速器 8—正轮 9—行走齿轮 10—导轨齿系

当爬罐在某一位置停止时,须闸紧制动器。如遇停风,可打开制动器,爬罐由自重下降。为控制下降速度,用离心限速器和自动捕轨器控制下降速度,确保安全。

以电力或柴油为动力的爬罐,换风动马达为电动机或内燃机即可。其余结构都相同。电动机和柴油机驱动爬罐的特点是:上升速度快,附属设备少,适合高天井掘进。

爬罐掘进法的辅助设备有运送材料、接送人员的辅助爬罐,辅助爬罐与主爬罐的区别是没有上部的工作台,配合爬罐升降卷取或放出软管与电缆的软管绞车和电缆绞车;以及信号联络装置。

爬罐法与吊罐法相比,有应用范围广和比较安全的优点,但是,爬罐设备结构复杂,投资较吊罐高。爬罐法的通风条件不如吊罐好,凿岩时工作面粉尘含量较高。

第五节 钻进法掘进天井

钻进法掘进天井,是用钻机钻出足够大的孔径,完全不用凿岩爆破手段的掘进方法。

钻进法用钻机由上向下或由下向上,在天井全深,一次钻出足够孔径的钻孔;或先钻出直径为 200~300mm 的导向孔,然后换大钻头扩孔,获得足够大的天井断面。

钻进法在天井掘进中的应用稍迟于平巷和竖井。但是,自从美国于 1962 年由罗宾斯公司生产了天井钻机以后,各国竞相引进和仿制,设备与刀具经多次改进,现在的钻进法已能在抗压强度为 $3500 \times 10^5 \text{ Pa}$ 的坚硬岩石中钻进。

天井钻进法主要有两种钻进方式:从上往下钻进导向孔,到达下部阶段后,换扩孔钻头,由下向上扩孔,这种方式叫上扩法;另一种方式是从下往上钻进导向孔,到达上部阶段后,换扩孔钻头,由上向下扩孔,这种方式叫下扩法。由于上扩法开孔钻进比较容易,钻孔的偏斜问题较小,扩孔时大量岩屑靠自重落下,很少二次研磨,上扩法钻机在天井上部阶段硐室,劳动条件比下扩法好。因此,应用上扩法掘进天井较多。

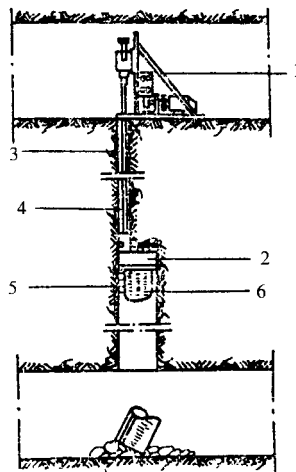


图 2-7-7 “环形”钻机钻进示意图

1—钻机 2—环状扩孔钻头 3—钻杆 4—导向孔 5—断裂器 6—岩心

美国罗宾斯公司生产的 41R、61R、71R、和 81R 型天井钻机,德雷塞公司生产的 300 型和 800 型上扩式钻机和 500 型上扩和下扩两用钻机;日本矿研试锥公司生产的 BM-50N II、BM-100N 和 BM-200N 三种型号钻机,均为上扩式,可钻进任何角度的天井。

这些钻机在扩孔时,将全天井断面的岩石切割磨碎。因此,这种钻进法又称为“全断面”钻进,这种钻机称为“全断面”钻进天井钻机。区别于全断面钻进天井钻井,西德、法国、意大利、波兰等欧洲国家还有一种“环状”钻进的上扩式天井钻机,如图 2-7-7 所示。这种钻机用来在中硬及软岩层钻进 1.0、1.25 和 1.5m 直径的天井。它的特点是扩孔时使用环形钻头,切割出 6.5cm 的环形槽,中间留下岩心。因此,减少了岩石切割量,节省动力和刀具,提高了钻进速度。

美国还试制不钻导向孔的上向式天井钻机,在全断面向上钻进,钻进深度达 90m,钻进直径为 1.52m,可用于钻进 68°以上的盲天井。从而,扩大了钻进法的使用范围。

我国试制的天井钻机有直径为 1.5m 全断面钻进和直径为 1.2m 的环状钻进钻机。