毛主席语录

开发矿业

备战、备荒、为人民。

在生产斗争和科学实验范围内，人类总是不断发展的，自然界也总是不断发展的，永远不会停止在一个水平上。因此，人类总得不断地总结经验，有所发现，有所发明，有所创造，有所前进。

前　言

有底部结构强制崩落采矿法是一种生产效率较高、作业较安全和能适应多种地质条件的采矿方法。

我国从六十年代初期开始应用这种采矿方法。十多年来，冶金矿山的广大革命职工在毛主席的无产阶级革命路线指引下，在同刘少奇、林彪一类骗子推行的反革命修正主义路线的斗争中，高举**“鞍钢宪法”**伟大红旗，坚持**“自力更生”、“艰苦奋斗”**的方针，运用毛主席的光辉哲学思想不断攻克有底部结构强制崩落采矿法的各种技术问题，积累了许多宝贵经验，使这种采矿方法在我国冶金矿山（特别是有色矿山）中得到了较为广泛的应用。

遵照伟大领袖毛主席关于**“开发矿业”**和**“要认真总结经验”**的教导，为更好地大打矿山之仗，加速冶金矿山的生产和建设，由*中条山有色金属公司胡家峪矿、篦子沟矿，*易门矿，*桃林矿，云南锡业公司老厂矿胜利坑、马拉格矿、松树脚矿，东川矿务局因民矿，铜陵有色金属公司铜官山矿、狮子山矿，德兴铜矿，*北京有色冶金设计院，*北京矿冶研究院，*昆明工学院，*北京钢铁学院等单位组成三结合编写组（带*者为主编单位）编写了本书。本书是在充分交流矿山生产实践经验的基础上，经过反复讨论编成初稿，又对初稿广泛地征求意见后定稿的。

本书的编写工作受到了有关单位党委的关怀和重视，昆明有色冶金设计院也给了很大支持，仅在此一并表示感谢。

由于时间仓促，加上原始资料积累不足以及对一些基础理论问题探讨不够，书中难免有不妥之处，欢迎读者批评指正。

《有底部结构强制崩落采矿法》编写组

一九七三年十一月

目　　录

前言

第一章　绪论…… 1

第一节　我国应用有底部结构强制崩落法的概况…… 1

第二节　有底部结构强制崩落法的应用范围…… 3

第三节　采矿方法构成要素…… 6

第四节　回采顺序…… 9

第二章　主要方案……16

第一节　分段崩落法的主要方案……17

第二节　阶段崩落法的主要方案……56

第三节　底柱回采……77

第三章　采准与切割……82

第一节　采准工程……82

第二节　底部结构……87

第三节　采场通风……97

第四节　切割工作…… 103

第五节　采准、切割工程的施工顺序…… 115

第四章　采場落矿…… 119

第一节　凿岩设备及工具简述…… 119

第二节　挤压爆破…… 121

第三节　深孔大爆破设计…… 132

第四节　大爆破的准备与施工…… 148

第五章　电耙道维护…… 154

第一节　采场地压…… 154

第二节　维护方法…… 159

第三节　增强电耙道稳固性的措施…… 177

第六章　采场出矿…… 182
第一节　放矿…… 182
第二节　损失贫化…… 194
第三节　采场运搬…… 197
第七章　“三强”在分段崩落法中的应用…… 202
第一节　概述…… 202
第二节　“三强”在矿岩破碎、地压大的条件下应用…… 203
第三节　开采易自燃矿床时“三强”的应用…… 211
第四节　“三强”的初步评价…… 214
结束语…… 216

第一章　绪　　论

第一节　我国应用有底部结构强制崩落法的概况

有底部结构强制崩落法是一种效率高、生产安全、能够适应多种地质条件的采矿方法，它同时具有以下基本特征：

（1）阶段内不划分矿房矿柱，沿矿体走向按一定顺序，用强制落矿的手段，以一定步骤连续回采。

（2）围岩在回采过程中自然或强制崩落，放矿在崩落的覆盖岩石下进行。

（3）为受矿、贮矿、放矿、运搬及二次破碎开凿专门的底部结构。

有底部结构强制崩落法包括分段崩落法和阶段崩落法。我国从六十年代初期开始采用此种采矿方法，迄今已有十多年的历史。这种采矿方法，特别是其中的分段崩落法，在我国有色金属矿山获得了迅速的发展，1961年分段崩落法和阶段崩落法的产量分别占地下开采总量的6.48%和5.6%，1971年增加到15.5%和8.8%，仅次于浅眼留矿法和分段空场法，而居第三位、第四位。

十多年来，冶金矿山广大工人、革命干部和革命知识分子，在党的社会主义建设总路线的指引下，坚持唯物论的反映论，运用毛主席的光辉哲学思想，由实践到认识，由认识到实践，多次反复，不断探索和掌握有底部结构强制崩落法的规律，在生产中取得了显著的成就，积累了丰富的经验，这主要是：

（1）根据我国的矿床地质条件和目前的技术装备水平，因地制宜地采用并创造了一些先进的回采方案。这些方案结构比较简单，参数比较完善，综合了工艺技术革新的成果。

（2）改进了工艺技术。挤压爆破的广泛应用，大大地改善

了崩矿质量，从而提高了采场的生产能力。有些矿山成功地应用了多排炮孔同段爆破，不仅改善了崩矿质量，而且简化了爆破工艺。在电耙道的维护方面，喷射混凝土的应用是一个值得重视的新生事物。

（3）通过对正反两方面的经验总结，基本上认识了正确处理采掘关系的客观规律，提高了坚持采掘并举、掘进先行方针的自觉性，并且积极摸索减少采掘比的途径。一些矿山调整采切工程施工顺序，实行探采密切结合，便是降低采掘比的好经验之一。

（4）在改进采矿方法结构和参数的基础上，严格保证切割和落矿工程施工质量，针对矿体的不同特点，确定出相应的放矿制度，加强了放矿管理，改善了矿石的损失、贫化指标。

（5）改进了采场通风系统，增加了电耙道的有效风量，改善了崩落法的通风条件。

（6）按照“三强”（强掘、强采、强出）的原则组织生产，缩短了战线，缩短了周期，在矿岩破碎、地压大的条件下，争得了生产上的主动权；对于开采矿石有自燃性的缓倾斜中厚矿体，也找到了比较有效的方法。

以上成就和经验，使我国有底部结构崩落法的主要技术经济指标，有了显著的提高。

但是，由于刘少奇、林彪反革命修正主义路线的破坏和干扰，有底部结构强制崩落法的发展同样也受到了很大的影响。另外，我们对有底部结构强制崩落法最优参数的探讨不够，挤压爆破和多排炮孔同段爆破时的岩石破碎机理的研究还很薄弱，对地压研究和岩层移动观测尚未能引起重视，在放矿管理上也不够健全，而凿岩设备还没有及时更新，这些也影响着这种采矿方法的进一步完善。毛主席教导我们：**“思想上政治上的路线正确与否是决定一切的。”**只要我们坚持党的基本路线，认真贯彻**“鞍钢宪法”**，用积极的态度去攻克薄弱环节，认真总结经验，就能为大打矿山之仗作出新贡献。

第二节　有底部结构强制崩落法的应用范围

采矿方法的选择是一个十分重要的问题。有些矿山由于采矿方法或回采方案选择不当，投产之后，技术经济指标很差，长期达不到设计能力，其原因主要有两个方面：第一，对矿床的赋存要素和矿岩的物理力学性质了解不够，因而选用了不适当的采矿方法或回采方案。第二，对某种采矿方法的应用范围认识不够全面，过分强调某一方面优越性而忽视客观条件，忽视技术装备条件，作了不恰当的选择。为了避免上述情况的出现，除对矿床特点应作周密的调查研究外，对拟选用的采矿方法本身，也须作全面的分析。因此，研究有底部结构强制崩落法的应用范围，对于更好地采用这种方法，具有重要意义。

根据我国冶金矿山十多年来采用有底结构强制崩落法的实践经验，对其应用范围，按照以下几个方面分别加以阐述。

（一）矿体赋存要素

1．一般厚度大于5米的急倾斜、倾斜矿体，厚度大于10米的缓倾斜矿体，都可以采用有底部结构强制崩落法。但开采厚度在15～20米以上的急倾斜矿体时，效果更好。

在某些特定条件下，采用有底部结构分段崩落法开采厚度5～10米的缓倾斜矿体也是适宜的。例如当矿体顶盘岩石有一定的稳固性，足以保持放矿末期才能自行冒落时，可以采用有底部结构分段崩落法（详见第二章Ⅴ矿实例）。又如对易自燃的硫化矿床，为了控制矿石的氧化和自燃，以便有效的进行回采，也可以采用有底部结构分段崩落法（详见第二章Ⅵ矿甲区实例）。

2．有底部结构强制崩落法对于矿体形态及矿岩接触面的情况，没有很严格的要求。但是矿体规整，矿岩界限明显，或者矿岩界限虽不明显，但围岩矿化程度较高，是比较好的条件。

3．有底部结构强制崩落法不易剔除夹石，因此，最好矿体中不含或少含夹石，否则对贫化指标影响很大。

（二）矿石品位和矿岩物理力学性质

1．只要选用适当的回采方案，有底部结构强制崩落法对于各种稳固程度的矿岩，都能适应。但是覆盖岩层有呈大块自燃冒落倾向，是比较理想的条件。

如果顶盘围岩和覆盖岩层都很稳固，不能在回采过程中自然冒落，则必须采取措施强制放顶。对于倾斜，特别是缓倾斜矿体，如需强制放顶，由于工作量大，是很不利的。

我国一些有色金属矿山，在比较松软破碎的矿岩中应用有底部结构分段崩落法，采用整体浇灌混凝土或木支架维护电耙道，基本上是成功的。在这种情况下，“三强”具有决定性的意义。

在矿岩都很稳固的情况下，既可以采用空场法，又可以采用有底部结构强制崩落法，究竟采用哪一种方法更好，应当根据空场法中矿柱所占的比重，回采矿柱的方法，可能达到的综合损失、贫化指标，以及采切工程量的大小，将两种方法进行比较，具体分析确定。

2．本方法要求矿石无自燃性和粘结性。但是根据Ⅵ矿的经验，选用适合矿体赋存条件的回采方案，按照“三强”的原则组织生产，同时采取必要的措施，用有底部结构分段崩落法开采矿石有自燃性的缓倾斜中厚矿床，是行之有效的。

3．由于有底部结构强制崩落法的损失率和贫化率较高，最好不用于开采高价、高品位的矿床。如果有良好的条件，即急倾斜（矿体倾角大于70°）厚矿体、矿石中等以上稳固、电耙道基本无需支护、围岩有呈大块自燃冒落的倾向时，可适当放宽尺度。在我国有色金属矿山中，有底部结构强制崩落法主要用于开采铜、铅、锌、锡等矿床。目前实际开采的最高品位：铜为1.45%，铅锌5～6%，锡1.0%左右。

（三）地表允许崩落

关于地表允许崩落，除了要求在崩落区和移动区内没有河流、湖泊、经济上不宜拆迁的建筑物、构筑物、有用矿物资源、大量高产田等外，根据我国矿山生产实践，还必须注意下列问题：

1．山坡滚石问题。在高山陡坡地带采用崩落法和其他有可能引起地表崩落的采矿方法时，必须研究有无发生滚石的可能性。从设计中首先应考虑避免滚石的危害，在某些情况下，还应采取有效的措施防止滚石发生，否则将造成严重的后果。例如Ⅱ矿甲坑的矿体，两翼被山谷河流切断，形成风化的薄弱面。南翼山势陡峻，随着顶盘岩石的崩落、移动，在600米长的地段发生严重滚石。至今估计已滚落岩石约1000万米^3。大量的滚石不但堵塞了季节性河谷，使工业场地有受泥石流威胁的可能性，而且在岩石滚落过程中，卷起大量粉尘，既危害职工的健康，也影响附近的农村。

2．雨季地表黄泥经崩落区向坑内突然涌入的问题。我国南方雨季雨量较大，采用崩落法和其它有可能引起地表崩落的采矿方法时，对于崩落区内积水和雨季对坑内作业的影响，必须给予足够的重视，慎重研究采取有效措施防止黄泥涌入坑内，否则也会导致不良的后果。例如采用分段崩落法的××××矿，由于该矿地表黄土层厚，粒度很细（－200目以下将近一半），含水饱和后流动性很大，压力很高，极难控制，曾先后三次发生崩落区黄泥突然涌入坑内事故，每次涌入量少者在100米^{3}左右，多者达60000米^{3}以上。突然涌入时，不但堵塞巷道，破坏风水管路，而且还造成了伤亡事故。

3．矿床疏干问题。对于喀斯特发育强烈，地下水动、静储量巨大的矿床，一般在开采前须先行疏干。从我国一些矿床进行疏干的实践经验来看，采取地表防水、导流，地下截水、放水的措施后，就可以形成一定半径的降落漏斗，使开采水平以上的涌水点枯干，总涌水量大幅度下降。在这种情况下，不允许崩落有

可能转化为允许崩落。经过慎重研究，不排除在一定范围内采用崩落法的可能性。

以上阐述，说明了在当前的技术条件下，有底部结构强制崩落法的应用范围。至于分段崩落法和阶段崩落法应用范围的差别，以及各种回采方案具体的使用条件，将在第二章中叙述。

必须指出，任何一种采矿方法或回采方案的应用范围，都不是绝对的，一成不变的。某些因素的变化，往往导致应用范围的改变。例如，过去认为分段崩落法不能用于开采易自燃的矿床，而Ⅶ矿的经验却表明，一旦认识了矿石氧化自燃的规律，并采取适应这一规律的必要措施，分段崩落法反而成为该矿火区开采的有效方法。从国内外崩落法发展的历史来看，新设备的出现，工艺技术的革新，回采方案的改进，都使其应用范围发生变化。而每一次重大的变化，又都使崩落法的指标跃进到一个新的水平。

第三节　采矿方法构成要素

无论是分段崩落法，还是阶段崩落法，都要在阶段内将矿体划分为若干个开采单元进行回采，我国矿山通常称做采场。阶段崩落法是以阶段全高一次落矿，它的开采单元——采场，与矿块是一致的，一般都具有独立的落矿、出矿、通风、人行和材料运输系统，而且也是计算三级矿量、组织生产的基础。采用分段崩落法的各个矿山，通常不用矿块这个名称；但当沿走向布置电耙道时，有时也将阶段按耙道长度划分矿块。关于采场的概念，各个矿山颇不一致，随着采准系统的改进和简化，一个采场往往又不具有单独的通风、人行和材料运输系统。为便于说明问题，本书统一将分段崩落法中一条电耙道所担负的开采范围，称做采场。它具有独立的出矿系统，也是制定三级矿量、计算各项主要技术经济指标和组织生产的基础。但是落矿工程的布置则不受采场的限制，可以几个采场统一考虑。至于采矿方法的构成要素，

它是反映采场结构的主要参数，由于方法、方案的不同，其差异还是比较大的，下面仅就我国矿山通常选用的，分述如下：

1．阶段高度。我国采用有底部结构强制崩落法的矿山，缓倾斜矿体的阶段高度一般为30～45米，倾斜矿体45～50米，急倾斜矿体50～60米。一些矿体形态比较复杂的矿山，如Ⅻ矿和Ⅹ矿甲坑，虽然是急倾斜矿体，但阶段高度也只取25～40米。

阶段高度主要取决于矿床勘探类型、矿体倾角、采矿方法，并与开拓、运输系统有直接关系。对于阶段崩落法来讲，阶段高度是一个重要参数，它决定了每个漏斗担负的矿量，影响着电耙道的放矿周期。如果矿岩不够稳固，地压又比较大，过高的阶段高度会增加电耙道后期维护的困难，甚至在出矿结束之前，电耙道垮塌，结果造成矿石大量损失。

2．分段高度。分段崩落法的分段划分，应按两个阶段最下一层电耙道底板之间的距离加以等分。这样，分段高度一致，对于探矿、布置采切工程都比较方便。我国各个矿山的条件不同，分段高度也不一样，一般为10～25米。

分段高度也是一个重要参数，直接影响采切比、矿石损失贫化等主要技术经济指标。分段高度主要取决于下列因素：

（1）每个漏斗担负的矿量和底部结构的稳固性。我国矿山目前采用的漏斗面积通常为25～45米^2。当底部结构开凿在中等以下稳固程度的矿岩中时，对于25米^{2}的漏斗，每个漏斗担负的矿量一般为800～1300吨；对于45米^{2}的漏斗，为1500～3000吨。过高，则电耙道后期难于维护；过低，则加大了采切比，造成经济上的不合理。底部结构的矿岩如有足够的稳固性，电耙道基本无须支护，每个漏斗担负的矿量，可相应增加到2000吨～5000吨。

（2）出矿强度。出矿强度的高低，直接影响电耙道的服务时间。因此，出矿强度高，可以采用较高的分段高度。对于需要支护的电耙道，从完成支护到出矿结束的时间，最好不超过6～7

个月。

（3）矿体厚度和顶盘岩石的特点。中厚矿体和顶盘岩石崩落后块度很碎时，分段高度都不宜过大。否则，在放矿过程中矿石很容易被废石切断，而造成严重的损失和贫化。

（4）矿体倾角。当矿体倾角小于70°时，随着分段高度的增加，底盘残留矿石的损失也相应加大。对于倾斜和缓倾斜矿体，通常都布置底盘脉外电耙道回收这部分矿石。矿体倾角对分段高度有一定的影响；尤其是倾角为50°～70°就成为确定分段高度的重要因素之一，中厚矿体尤其如此。

3．电耙道间距和耙运距离。为了提高矿石回收率，在保证底部结构稳固的前提下，应缩小电耙道的间距。但在实际应用中，还应考虑运输水平的装车方式（穿脉装车还是沿脉装车）、电耙道的布置形式（沿走向布置还是垂直走向布置），和漏斗形式（堑沟漏斗还是普通漏斗），一般采用10米、12米、15米三种规格。

耙运距离以25～40米比较适宜。随着耙运距离的加长，电耙效率显著降低。例如同样型号、同样斗容的电耙，60米耙距时的电耙台效比30米时降低一半左右。因此，当耙运距离超过30～40米时，应在中间增加采场溜井。

倾斜电耙道的角度不应超过25°，否则作业安全得不到保障。

4．阶段底柱高度。阶段底柱高度需适应装载硐室和贮矿溜井高度的需要，一般为6～13米。阶段底柱中巷道较少，破坏不甚严重，基本上可作为完整矿体回采。因此适当增加阶段底柱高度，消除电耙耙矿和矿车装载的相互牵制，对于提高阶段崩落法与分段崩落法的最下一分段的采场生产能力是有利的。

5．分段底柱高度。我国使用分段崩落法的矿山，分段底柱高度差别较大，小的5～6米，大的10～11米。关于分段底柱合理高度的确定，将在第三章“电耙底部结构的参数”中阐述。

6．电耙道、斗穿、斗颈的规格。电耙道的断面一般都采用2×(1.8～2)米^2，漏斗间距5～7米，斗穿规格(1.8～2.0)×(1.8～2.0)米^2，斗颈规格(1.6～2.0)×(1.6～2.0)米^2。大多数矿山的漏斗都是交错布置。有些矿山为了增加放矿口的有效高度和宽度，改善矿石的流通性，在保证底部结构稳固性的前提下，采用了大耙道、大斗穿、大斗颈，即将其断面加大到(2.4～2.5)×(2.4～2.5)米^2。这一措施对提高采场的生产能力，有较好的效果。

我国一些采用有底部结构强制崩落法矿山的开采技术条件及主要参数见表Ⅰ—1和表Ⅰ—2。

第四节　回采顺序

采用有底部结构强制崩落法时，对于一个矿体必须自上而下，对于平行矿体一般由顶到底地进行回采。阶段内的合理回采顺序，对于采矿作业的安全，矿山生产任务的顺利完成和损失、贫化指标的改善，也是具有十分重要的意义。

确定阶段内的合理回采顺序，应当考虑下列因素：

1．充分利用有效的回采工作线，保证较高的开采强度，保证安全，保证充分回收资源。

2．回采顺序与矿山通风系统相适应。通常应是根据合理的回采顺序，确定矿山的通风系统，但回采顺序也应当考虑通风系统的合理性。基本要求是：回采顺序与主风流方向相反。

3．尽可能避免形成压力支撑带，以降低巷道的维护工作量和材料消耗，减少回采工作的复杂性。

4．要求阶段投产时间快，以利于阶段交替时的生产衔接。

这些因素的关系是辩证的统一，需根据矿山具体条件恰当处理。

我国采用有底部结构强制崩落法的矿山，大多数都采用单翼后退式回采，只有少数矿山采用双翼后退式回采和多翼回采，前进式回采一般很少采用。

表Ⅰ—1　我国一些采用有底部结构强制

矿山名称	矿体						
	含矿岩石名称	f	稳固性	走向长（米）	倾角（度）	厚度（米）	矿石特点
Ⅰ矿	矽化大理岩	8～12	不稳固	—	30	30～100（水平）	
Ⅱ矿甲坑	黑色泥质白云岩	4～6	不稳固	600～900	80	—	
Ⅱ矿乙坑	灰白色白云岩	6～8	中等稳固	80～100	>60	—	
Ⅲ矿	矽化大理岩	8～10	中等稳固	—	35～50	10～15	
Ⅳ矿乙区	矽化白云岩	8～10	中等稳固	—	55～75	8～10	
Ⅴ矿	矽卡岩	10～12	很稳固	500～800	10～25	—	
Ⅵ矿乙区	矽卡岩	3～5	不稳固	—	17～46	10	有自燃性
Ⅶ矿	绢绿石英角砾岩	7～9	稳固	—	35～40	40～50（水平）	
Ⅷ矿	矽卡岩	12～14	很稳固	—	30～40	水平最大100	
Ⅸ矿	花岗闪长斑岩与蚀变千枚岩	5～7	中等稳固	—	近似水平	—	
Ⅹ矿甲坑	土状氧化矿	2～4	不稳固	50～60	60～75	—	
Ⅺ矿	白云岩	4～6	不稳固	—	75～85	5～6	

崩落法矿山的开采技术条件

顶盘围岩				底盘围岩			
岩石名称	f	稳固性	与矿体界限	岩石名称	f	稳固性	与矿体界限
黑色片岩和不纯大理岩	6～8	不稳固	不明显	黑色片岩	6～8	不稳固	不明显
青灰色白云岩	6～8	稳固	不明显	泥质白云岩和板岩互层	4～6	不稳固	不明显
板岩白云岩的互层破碎带	2～3	不稳固	明显	矽化白云岩	7～9	稳固	不明显
黑色片岩或钙质云母片岩	4～6	中等稳固	明显	厚层大理岩	8～10	稳固	不明显
矽化白云岩	8～12	不稳固	不明显	紫色板岩	7～9	中等稳固	明显
大理岩	4～6	中等稳固	明显	矽卡岩	14～16	很稳固	明显
大理岩	3～4	不稳固	明显	角页岩	5～7	中等稳固	规则、明显
千枚岩	3～5	不稳固	明显	石英岩	10～12	很稳固	不明显
矽卡岩，大理岩，闪长岩	8～16	稳固	与矽卡岩不明显	矽卡岩，大理岩，闪长岩	8～16	稳固	与矽卡岩不明显
花岗闪长斑岩与千枚岩	5	不稳固	不明显	花岗闪长斑岩与千枚岩	5	不稳固	不明显
大理岩	4～6	不稳固	明显	大理岩	4～6	不稳固	明显
白云质灰岩	7～8	中等稳固	不明显	白云质灰岩	7～8	中等稳固	不明显

表Ⅰ—2　我国一些有底部结构强

矿山名称	采矿方法与回采方案	阶段高度（米）	分段高度（米）	阶段底柱高度（米）	分段底柱高度（米）	二次破碎巷道形式	漏 形式
分段崩落法							
Ⅰ　矿	垂直中深孔侧向挤压落矿方案	45	15～22.5	10～12	10～11	电耙道	堑沟漏斗交错布置
Ⅱ矿甲坑	水平深孔落矿方案垂直深孔侧向挤压落矿方案	50	25	9～13	5～6	电耙道	普通漏斗对称布置
Ⅱ矿乙坑	水平深孔与束状深孔联合落矿方案	50	25	7～9	6	电耙道	普通漏斗对称布置
Ⅲ　矿	垂直中深孔切刈井落矿方案	50	10	—	—	电耙道	堑沟漏斗交错布置
Ⅳ矿乙区	垂直深孔切刈槽落矿方案	43～60	17～18	7～7.5	6～7	电耙道	普通漏斗，单侧或双侧交错布置
Ⅴ　矿	垂直中深孔切割槽落矿方案	25		—	—	电耙道	普通漏斗交错布置
Ⅵ矿甲区	垂直层与水平层联合落矿方案	30～40	—	—	—	电耙道	普通漏斗交错布置
阶段崩落法							
Ⅶ　矿	水平层中深孔落矿方案	40	—	12	—	电耙道	普通漏斗对称布置
Ⅷ　矿	水平层与垂直层联合落矿方案	30～40	—	6	—	电耙道	普通漏斗交错布置
Ⅸ　矿	垂直层中深孔侧向挤压落矿方案水平层深孔落矿方案	60	—	16～18	—	电耙道	堑沟漏斗交错布置
Ⅹ　矿甲坑3#矿体	药室落矿方案	25	—	6	—	电耙道	普通漏斗交错或对称布置
Ⅺ　矿87#矿体	垂直层浅眼落矿方案	30	—	5	—	格筛巷道	单侧平底漏斗

制崩落法矿山的主要参数

斗	电耙道				耙运距离（米）	斗穿规格 宽×高（米²）	斗颚规格 长×宽（米²）
间距（米）	间距（米）	规格 宽×高（米²）	支护比重（%）	支护形式			
6～7.5	15	2.4×2.5	80～85	浇灌混凝砌券	25～30	2.4×2.5	2.4×(2.0～2.4)
5	10	2.0×1.8	80	密集木支架	30～50	1.8～2.0	1.8×1.8
5	10～12	2.0×2.0	70	密集木支架	30～50	2.0×2.0	2.0×2.0
单侧5.0～5.5 双侧6.0～6.5	15	2.5×2.5	70	浇灌混凝土砌券	25～30	2.5×2.5	2.5×2.5
6	—	2.0×2.0	10	木支架	45～55	2.0×1.8～2.0	2.0×2.0
5～6	12	1.8×2.0	—	—	30～55	1.8×1.8	1.8×1.8
5	10	2.0×2.0	100	浇灌混凝土 喷射混凝土	40～75	1.8×1.8	ϕ1.6
5～6	10～12	2.0×2.0	—	—	25	2.0×2.0	2.0×2.0
5～6	10～12.5	2.0×2.0	—	—	30～40	2.0×2.0	2.0×2.0
5～7	15.2～16	2.5～2.0	100	浇灌混凝土砌券	40	2.5×2.0	2.0×2.0
5～7	12.5	2.0×2.0	100	密集木支架	30～50	1.8×2.0	1.5×1.5
5	—	—	—	—	—	1.8×1.6	—

采用后退式回采，为满足持续生产所需的采准、备采矿量，容易得到保证，运输巷道使用期短，维护费用较低。然而这种回采顺序，要求开拓工作大大超前，否则新的阶段不能如期投产，影影生产衔接。双翼后退式回采的结尾采场，几面受崩落矿岩的包围，处于压力支撑带，巷道维护困难，安全作业条件较差，矿石的损失率和贫化率很高。

前进式回采恰恰相反，在完成较少开拓与采准工程量的情况下，回采工作发展较快，倘若掘进工作抓得不紧，开拓与采准矿量容易欠帐，造成采掘失调。再则，运输巷道服务时间较长，因之所需要的维护力量和维护费用都大。对于中央部分较厚的矿体，采用中央向两翼前进式回采，在阶段（分段）交替时期，产量易于得到保证；同时对于向相邻松散矿岩挤压落矿方案，提供了更为有利的条件。

多翼回采的开采强度较大，对于矿岩破碎、地压大的矿山，有利于加速回采速度，缩短阶段服务时间，减少维护人员和支护材料的消耗，优越性比较突出。但另一方面，必然有更多的收尾采场处于压力支撑带，因此结尾采场应该选择在矿体薄、品位低、稳固性好的地段。同时，通风管理工作比较复杂，只有建立严格的分区通风，才能适应多翼回采的要求。如果矿体走向长度不大，则不宜采用多翼回采。

对于厚和极厚矿体，是由顶盘向底盘回采，还是由底盘向顶盘回采，这一方面取决于顶、底盘围岩的稳固性；同时也应考虑地压对回采工作的影响。如果从顶盘向底盘回采，在顶盘滑动棱柱体的压力作用下，会产生两个问题：第一，靠底盘的压力很大，造成底盘丢矿严重，底盘沿脉电耙道也很难维护；第二，放矿过程中崩落围岩的穿透性增强，容易导致早期贫化。因此，倘若顶盘围岩的稳固性允许布置采准工程，那么从底盘向顶盘回采是合理的。矿山生产实践和对地压理论的研究，在这一问题上得到了完全一致的结论。

研究回采顺序时，还应注意处于不同分段或阶段的相邻放矿采场的关系。为了保证正常作业，不同分段或阶段两相邻放矿采场之间，上分段或阶段应当超前1～2个已经回采结束的采场，而且这些采场的底柱最好提前爆破，以避免被压碎而难于有效回收。

第二章　主要方案

有底部结构强制崩落法包括分段崩落法和阶段崩落法两种类型。由于开采技术条件的差异，这两种类型的方法又各有许多不同的回采方案。关于回采方案的分类，目前尚无统一标准，本书综合各个矿山的实际情况，以爆破方向、落矿手段和爆破类型作为划分方案和方案命名的标志。

按照爆破方向，有底部结构强制崩落法的回采方案可以分为垂直层落矿方案、水平层落矿方案和联合方案。垂直层落矿方案的实质，就是在分段（阶段）的凿岩巷道中，打垂直扇形炮孔，控制整个分段（阶段）的有效落矿高度，然后利用垂直切割槽或切割井以及切割层以上的巷道作补偿空间，进行爆破；或者向相邻采场的松散矿岩挤压爆破。水平层落矿方案的实质，是在切割层上的凿岩天井中，间隔交错布置凿岩硐室，在每个硐室中打1～3排倾斜为5°～20°的扇形炮孔，或者直接在凿岩天井中打倾斜为5°～10°的扇形炮孔，利用拉底巷道或水平补偿硐室，以及切割层以上的其它巷道作为补偿空间，进行爆破。联合方案有两种型式：一是垂直层落矿和水平（倾斜）层落矿联合方案，二是水平层落矿和束状孔落矿联合方案。单独的束状孔落矿方案，亦可划入联合方案的范畴。

按照落矿手段，有深孔、中深孔、浅眼、药室落矿等四种方案。所谓深孔、中深孔，只是沿用习惯的叫法，实际上所用的炮孔深度并没有显著的差别，不同的只是炮孔直径，前者为潜孔凿岩，炮孔直径较大，后者是接杆凿岩，炮孔直径较小。

按照爆破类型可以分为自由空间落矿方案和挤压落矿方案；挤压落矿方案又可分为向相邻采场松散矿岩挤压落矿（简称侧向挤压落矿方案）和切割槽（井）挤压落矿（简称切割槽、井落矿

方案）两种类型。

根据上述分类，我国目前主要采用以下几种方案：

分段崩落法有：

1．垂直层落矿方案

（1）中深孔（深孔）侧向挤压落矿方案；

（2）中深孔（深孔）切割槽（井）落矿方案。

2．水平层深孔落矿方案

3．联合方案

（1）垂直层与水平层联合落矿方案；

（2）水平层与束状孔联合落矿方案。

阶段崩落法有：

1．垂直层落矿方案

（1）垂直层中深孔落矿方案；

（2）垂直层浅眼落矿方案。

2．水平层落矿方案

（1）水平层中深孔落矿方案；

（2）药室落矿方案。

3．联合方案：垂直层与水平层联合落矿方案。

下面按照分段崩落法和阶段崩落法，以矿山实例为主分别对各种方案加以阐述。

第一节　分段崩落法的主要方案

一、方案演变的特点

从我国十多年来应用有底部结构分段崩落法的发展历史来看，回采方案的演变具有如下的特点：

1．基本上摒弃了“梨形进路”等结构复杂、效率低、安全性差的低分段回采方案，而代之以更为安全的、高效率的垂直层、水平层和联合落矿方案。这一变革使采矿方法的结构趋于简化，参数更为合理，技术经济指标也得到了很大的改善。此外，

随着大爆破技术的发展和爆破器材的改进，采场内的爆破一般都由分间式爆破发展到一个采场甚至两三个采场一次爆破；一次爆破的炸药量最高达到数千吨，减少了频繁的爆破次数，也为生产创造了有利的条件。

2．广泛采用了挤压爆破，淘汰了“封闭矿房”式大补偿空间的落矿方案。Ⅰ矿、Ⅲ矿等矿的生产实践证明，大补偿空间的落矿方案具有采切工程量大、工艺复杂、大块产出率高、损失贫化大、采场生产能力低、作业安全性差等许多严重缺点；如果矿岩稳固性不好，生产就更加被动。挤压落矿方案成功的应用，大大改善了崩矿质量，也导致采场生产能力的提高。挤压落矿方案，特别是向相邻松散矿岩挤压落矿的方案，使采矿方法结构进一步简化，采切工程量相应降低，促进了生产效率的大幅度提高。

3．垂直层落矿方案是目前应用的主要方案。据1971年的统计，其产量约占有底部结构分段崩落法总产量的61.5%。有些矿山根据具体的开采技术条件和技术装备水平，也成功地采用了各种联合方案。

4．用于缓倾斜中厚矿体的回采方案有了一定的发展。这不仅扩大了有底部结构分段崩落法的应用范围，而且对于开采易自燃的硫化矿床，也找到了有效的途径。

回采方案演变过程中显示出来的这些特点，反映了我国应用有底部结构分段崩落法在方案上的基本经验。下面介绍矿山的实例，同时对一些经验作进一步阐述。

二、矿山实例

(一) Ⅰ矿的垂直中深孔侧向挤压落矿方案

提要：缓倾斜厚矿体。分段崩落法占90%以上，以垂直中深孔向相邻采场松散矿岩挤压落矿方案为主。垂直走向布置电耙道。采用塑

沟式底部结构，大耙道、大斗穿、大斗颈，整体浇灌混凝土支护电耙道。按采场为单元进行一次挤压爆破。采用耙运层直接与总进风、回风道联通的通风系统。

1．开采技术条件

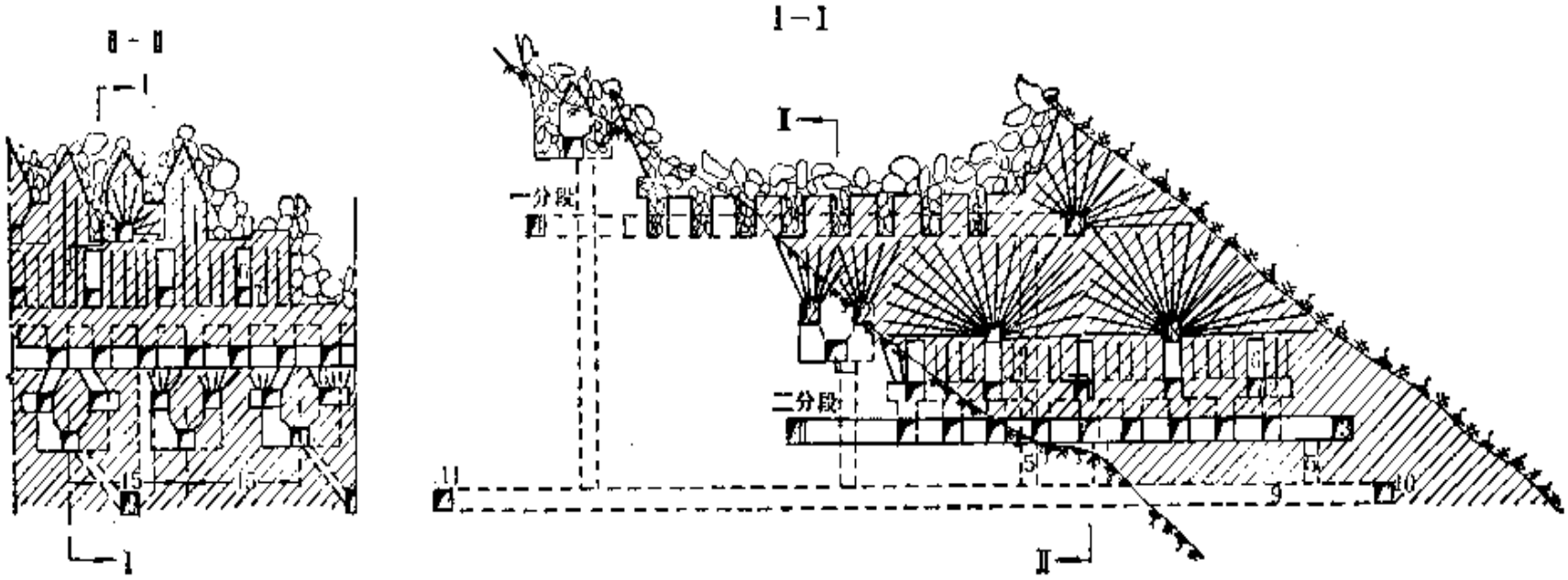
该矿的主矿体（二号矿体）赋存于矽化大理岩中，呈似层状产出，为细脉浸染型硫化矿床。矿体两翼及顶盘分枝较多。矿石 $f=8\sim12$，中等稳固。矿体西北端因断层较多，节理发育，矿石颇为破碎，稳固性差。矿体走向长×××～×××米，倾角30°左右，水平厚度30～100米。矿体顶盘为黑色片岩和不纯大理岩，底盘为黑色片岩，$f=6\sim8$，不稳固。矿体与围岩接触线不明显。

2．回采方案的演变过程

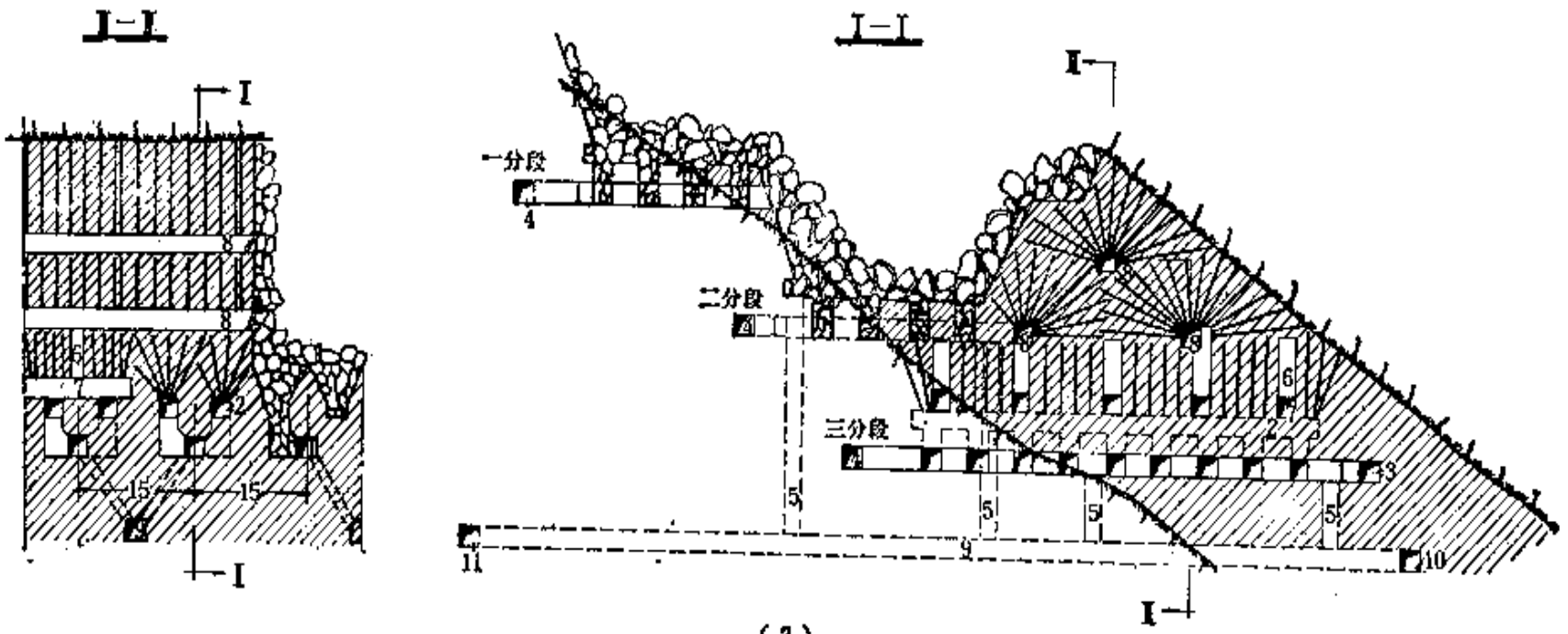
第一种方案：投产初期，该矿试用了大补偿空间、水平层深孔落矿的分段崩落法。由于采切工程量大、采准周期长、地压大，施工中巷道经常发生片冒，补偿空间不易形成，炮孔变形严重，终于被迫淘汰。

第二种方案：垂直中深孔侧向挤压落矿方案。它的特点是：将每个阶段划分为两个分段；沿走向布置电耙道，间距12米；为了回采底盘三角矿体，各分段还布置了一条底盘沿脉电耙道。曾用这一方案开采了×××万吨矿石。其主要缺点是：通风条件差、电耙道遇沿脉断层时掘进维护困难、矿体内中间联络道上部矿柱矿量大、不利于探采结合等。

第三种方案：也是垂直中深孔侧向挤压落矿方案，同样把每个阶段划分为两个分段，但垂直走向布置电耙道，间距15米，为了回收底盘三角矿体，各分段亦布置一条底盘沿脉电耙道（每30米有一个溜井）。用这一方案开采×××万吨矿石的实践表明，它克服了第二种方案的缺点，满足了矿山生产的要求，是一个较好的方案。不足之处是各分段底盘沿脉电耙道相通，不同工序互相干扰，通风条件差；放矿周期长，地压较大，维护困难；而且



（1）



（2）

图 Ⅱ—1　Ⅰ矿垂直中深孔侧向挤压落矿方案

1—电耙道；2—堑沟巷道；3—顶盘进风道；4—底盘回风道；5—采场溜井；6—切割井；7—切割巷道；8—凿岩巷道；9—穿脉运输巷道；10—顶盘沿脉运输巷道；11—底盘沿脉运输巷道

垂直走向的采场爆破不易配合，影响生产衔接。

第四种方案：为了克服第三方案的缺点，将阶段划分为三个分段，垂直走向布置电耙道，取消了底盘沿脉电耙道，用垂直扇形中深孔挤压落矿开采了×××万吨矿石，是目前正在应用的方案。通过生产实践证明，这也是较好的一种方案，能满足矿山的生产需要，具有开采灵活、通风条件好、产量均衡、施工方便等优点。但仍有不足之处，主要是采切工程量有所增加；同时因增加了一个分段，也使得分段与分段之间的衔接复杂化。

第五种方案：为克服第四方案的缺点，现正拟试用将阶段仍然划分为两个分段，垂直布置电耙道并只布置一层底盘沿脉电耙道的方案。因尚未投产，还有待通过实践证实其合理性。

该矿采准和落矿方案的不断演变，又一次证实正确的认识来源于实践的普遍真理。一个较好的方案的产生，是广大革命职工在生产斗争中从实践到认识，从认识到实践多次反复的成果。

3．方案的参数和特点

这里主要介绍目前应用的第三、第四方案。

第一，该矿回采方案以向相邻采场松散矿岩挤压落矿方案为主（图Ⅱ—1），切割井落矿方案为辅，根据情况交替使用，以保证较好的爆破效果。

在一个采场内，落矿又可分为三个部份：上部回收上分段底柱，采用垂直扇形或束状中深孔落矿，因底柱已不完整且空间较大，所以爆破效果不甚理想，也是大块产出最高的地方。中部为向相邻采场松散矿岩挤压落矿或向切割槽井挤压落矿部份，这是采场落矿的主体部份，也是方案命名的依据。下部为两条堑沟控制的拉底部份，由于该段采用了相向爆破和挤压爆破，炮孔深度不大，所以爆破效果甚好，大块极少，是出矿强度最高的地段。

第二，阶段高45米。在运输水平沿矿体走向每隔30米布置一条穿脉运输巷道（断面2.2×2.7米^2）和顶、底盘沿脉运输巷道联通，构成穿脉装车的环形运输系统，见图Ⅱ—2。在运输水平以

上10～12米处，定为最下一分段电耙道的底板标高，于穿脉两侧布置间距为15米、垂直走向的电耙道(断面2.4×2.5米²)，与顶、底盘进风回风联络平巷(断面2.5×2.5米²)构成分段耙运层。分段高15米或22.5米，上下分段电耙道交错排列，各分段耙运层的形式相同。每2～3条穿脉布置一人行天井（断面2×2米²)与各分段联通。耙运距离为25～30米，如矿体厚度很大时，则在电耙道中间增加溜井。

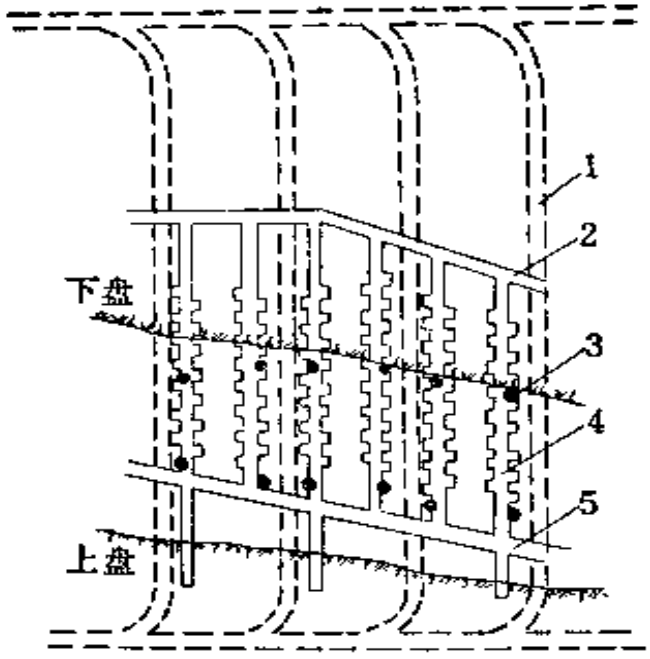


图 Ⅱ—2　Ⅰ矿采場运輸系統

1—阶段运输穿脉；2—底盘回风道；3—电耙道溜井；4—电耙道；5—顶盘进风道

第三，为了回收底盘三角矿体，在各分段主耙运层以上布置一条底盘沿脉电耙道，或者采取降低分段高度，增加分段数量的措施。底盘沿脉电耙道出矿和通风自成系统。按由底至顶的顺序进行回采，以减少矿石的损失和贫化。因底盘沿脉电耙道的通风条件较差，地压较大，其生产能力低于分段穿脉电耙道。

第四，分段底柱高10～11米。采用堑沟式底部结构，漏斗交错布置，间距为6～7.5米，堑沟巷道〔断面2.2×(2.2～2.5)米²〕与电耙道平行，凿岩巷道（2.5×2.5米²）则与电耙道垂直，向相邻采场的松散矿岩进行挤压爆破。

第五，凿岩采用YG-80重型凿岩机。最小抵抗线W＝1.8米。孔深8～15米，炮孔密集系数m＝1.0～1.1，炮孔最终孔径不小于65毫米。每次爆破第一排的炮孔后有一加强排，排距0.6米，与第一排同段爆破。大爆破采用微差电雷管起爆。一次落矿厚度一般为15米，松动放矿量为15～20%。

第六，采用28旺电耙绞车，0.3米³耙斗出矿，出矿开始的顺序是由顶盘至底盘，依靠大块自然卡斗，出矿结束的顺序是由底盘到顶盘，一次放完。

4．主要技术经济指标

采切比（米/千吨）	14
劳动量消耗（工班/千吨）	165
其中：采切	77
落矿	40
出矿	48
采场生产能力（吨/日）	250
损失率（%）	15.56
贫化率（%）	22.57
主要材料消耗：	
炸药（公斤/吨）	
落矿	0.51
二次破碎	0.162
坑木（米³/吨）	0.000325
水泥（公斤/吨）	2.955
采矿成本：	
直接成本（元/吨）	2.05
原矿成本（元/吨）	7.15

在上述主要技术经济指标中，采切比和劳动量消耗为代表性指标，损失率和贫化率为804中段平均值，其它均为1971～1972年指标。

（二）Ⅱ矿甲坑垂直深孔侧向挤压落矿方案

提要：急倾斜厚矿体，矿岩破碎，地压大。分段崩落法的比重为100%，垂直深孔侧向挤压落矿方案在1971年占31.7%。用密集木支架维护电耙道。采用耙运层直接与总进风、回风道联通的通风系统。按“三强”原则组织生产。

1．开采技术条件

矿体赋存于黑色泥质白云岩中，呈似层状产出，走向长600～900米，倾角80°左右（已回采结束的Ⅰ、Ⅱ阶段较缓），水平厚度5～50米，一般××～××米。Ⅰ到Ⅳ阶段有分布极不规则的充填着松散矿岩的老硐。矿岩破碎，断层、节理发育，矿石f＝4～6，稳固性差；矿体顶盘为青灰色白云岩，f＝6～8，比较稳固；矿体底盘为泥质白云岩和板岩互层，f＝4～6，不稳固。矿体与围岩接触界线不明显，顶、底盘均有矿化现象。

2．方案的参数及特点

1963年以前，在Ⅱ矿甲坑曾试用过分层崩落法，因木材消耗量大，劳动生产率低，故未能得到推广。后来采用了阶段自然崩落法、阶段强制崩落法和分段崩落法。由于矿石的稳固性不均匀，自然崩落法采场的矿石崩落不完全；当时的强制崩落法均为自由空间爆破，因矿岩破碎，又无法开凿必须的补偿空间，所以损失率和贫化率都高达40%左右。1963～1965年采用了垂直深孔切割槽落矿的分段崩落法（补偿空间为20%）。此方案适应矿岩特点，取得了较好的效果。但是其切割工程量仍嫌偏大，结构也相对地比较复杂。为了适应“三强”的要求，进一步降低切割比，于1965年末开始试验垂直深孔侧向挤压落矿方案，1967年以后全面推广。其参数和特点如下（图Ⅱ—3）：

第一，阶段高50米。在运输水平，由顶、底盘沿脉巷道与间距60～80米的穿脉巷道构成单轨沿脉装车的环形运输系统。矿体沿走向分为三个采区实行多翼回采。每个采区都布置有人行、材料、进风和回风天井（断面2.0×1.8米^2）与各分段顶、底盘联络道联通。电耙道（断面2.0×1.8米^2）垂直走向布置，间距10米，全部采用密集木支架维护。各电耙道的垂直溜井，均直通顶盘沿脉运输巷道。

第二，分段高25米，分段底柱高5～6米。为便于架设木支架，漏斗采用对称式布置，间距5米。斗穿口架设两架木支架，

要求里面的一架比外面的高10～15厘米，以保证放矿口的有效高度。为了保护桃形矿柱，斗颈用2米高的密集非框支护。

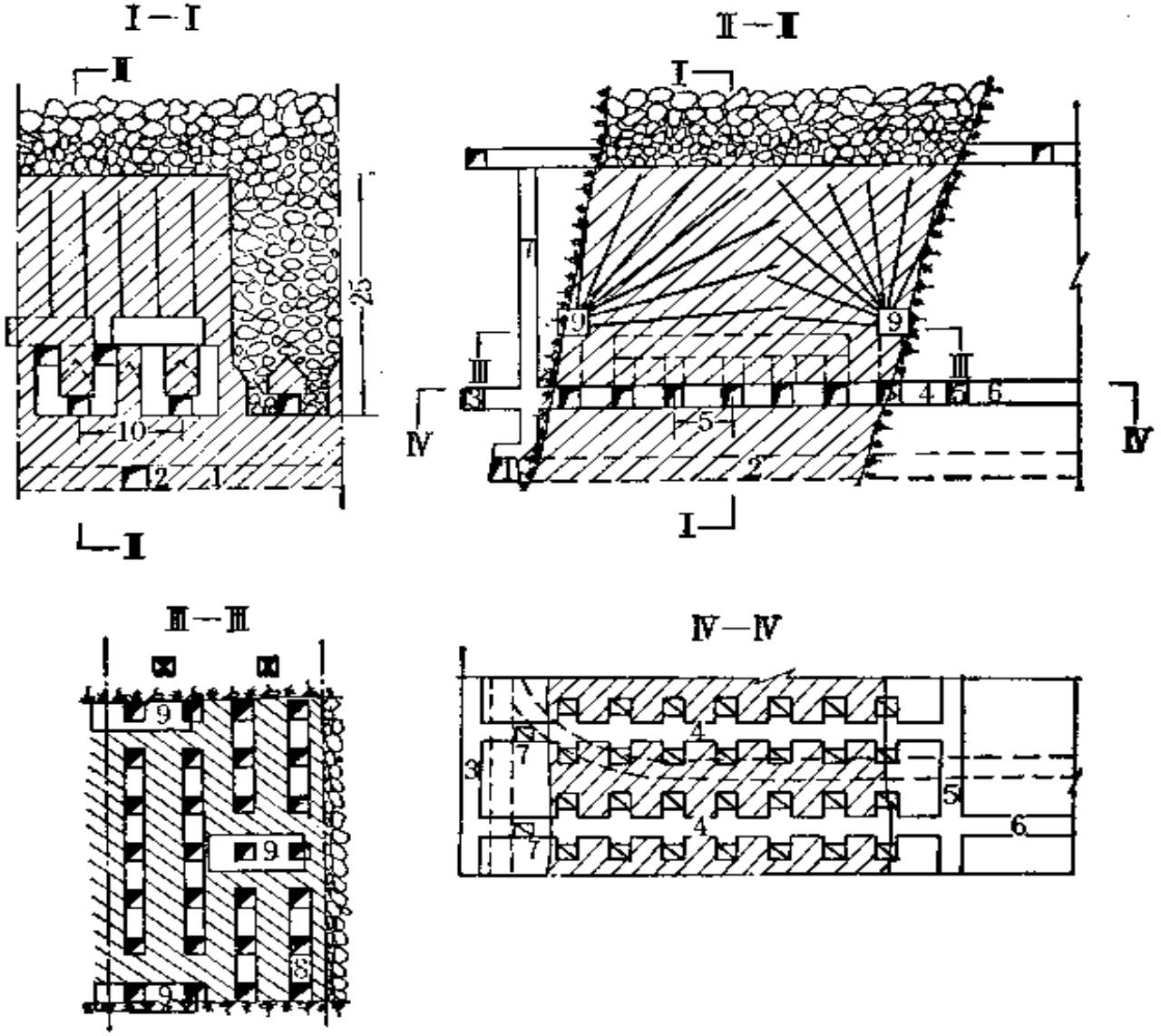


图 Ⅱ—3　Ⅱ矿甲坑垂直深孔侧向挤压落矿方案

1—顶盘运输巷道；2—穿脉运输巷道；3—顶盘联络道；4—电耙道；5—底盘联络道；6—回风道；7—溜矿井；8—拉底巷道；9—凿岩硐室

第三，用断面为2×2米²的穿脉巷道拉底，在临时矿柱用水平深孔与落矿一次分段爆破。在电耙道底板标高以上7米处，

靠近顶、底盘或在矿体中央，选择矿石比较稳固的地方，利用1～2对斗颈开凿1～2个凿岩硐室（容积9.0×3.6×3.0米³）。沿矿体走向布置垂直扇形深孔，向相邻采场的松散矿岩挤压爆破。一次落矿厚度一般是20米，即两个采场同时爆破，松动放矿量为10～15%。

第四，采用YQ-100型钻机凿岩，最小抵抗线 W＝3.0～3.5米，炮孔密集系数m＝1.0～1.2。炮孔直径105～110毫米，孔深一般不超过15米。大爆破采用微差电雷管起爆。

第五，出矿设备为28、30砝电耙绞车和0.15米³、0.3米³耙斗。按水平接触面放矿方案进行放矿。

3．主要技术经济指标

采切比（米/千吨）	21.3
劳动量消耗（工班/千吨）	109
其中：采切	66
落矿	15
出矿	28
采场生产能力（吨/日）	254
损失率（%）	10.4
贫化率（%）	25.3
主要材料消耗：	
炸药（公斤/吨）	
落矿	0.2
二次破碎	0.063
坑木（米³/吨）	0.0105
采矿成本：	
直接成本（元/吨）	2.95
原矿成本（元/吨）	6.5

以上指标中，损失率和贫化率为1969～1973年（上半年）全坑平均数；采场生产能力为1971年平均指标；其它均为代表性指标，近几年来无多大变化。

（三）Ⅲ矿垂直中深孔切割井落矿方案

提要：大部份属于倾斜中厚矿体。分段崩落法占60%以上。按分段在底盘脉外沿走向布置单侧或双侧堑沟式底部结构。采用切割井落矿和向相邻采场松散矿岩挤压落矿方案。

1．开采技术条件

采用分段崩落法开采的3#矿体，赋存于片岩与大理岩的接触带中，其水平断面呈马蹄形。该矿体走向长×××米，倾角35°～50°，厚度一般为10～15米，最厚达50多米。矿石 f＝8～10，节理发育，中等稳固。矿体顶盘为黑色片岩或钙质云母片岩，f＝4～6，暴露面积大于300～400米²时，就会产生局部冒落。矿体底盘一般为厚层大理岩，层理发育，f＝8～10，中等稳固。

2．方案的参数及特点

该矿3#矿体最初采用分段崩落法的“封闭矿房”方案，但是实践证明，这一方案对于该矿体存在着大块产出率高、损失贫化大、采场生产能力低、作业安全性差等严重缺点。1964年以后改用切割槽（井）落矿和向相邻采场松散矿岩挤压落矿方案，爆破质量显著改善，大块产出率从15～20%降至5%以下。与此同时采用了大规格的底部结构，将电耙道、斗穿、斗颈的断面均由2.0×2.0米²改为2.5×2.5米²，从而增加了放矿口的有效高度和宽度，使采场生产能力大幅度提高，1966年电耙耙矿的年平均效率达到482吨/台日。

现将所用落矿方案的参数和主要特点简述如下（图Ⅱ—4）。

第一，阶段高50米。在运输水平每隔25～30米布置穿脉巷道，采用穿脉装车的环行运输系统。采场沿走向布置，其长度与耙运距离一致，为25～30米。分段高10～13米。

第二，在底盘脉外布置底部结构，一般采用单侧堑沟式漏斗，漏斗间距5～5.5米，斗穿、斗颈规格均为2.5×2.5米²。

采场布置独立溜井或每个矿块布置一倾斜60°的以上的溜井

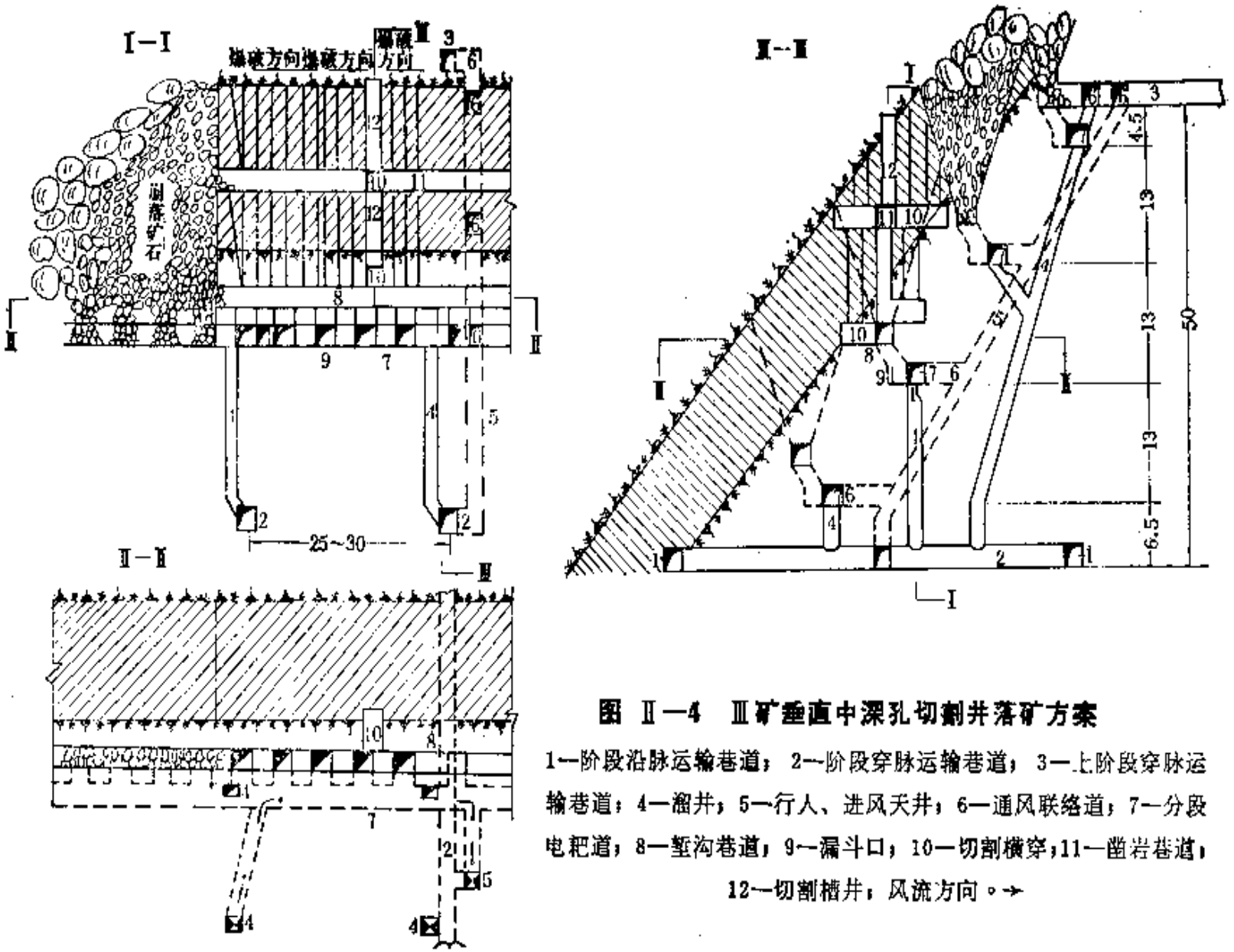


图 Ⅱ—4　Ⅲ矿垂直中深孔切割井落矿方案

1—阶段沿脉运输巷道；2—阶段穿脉运输巷道；3—上阶段穿脉运输巷道；4—溜井；5—行人、进风天井；6—通风联络道；7—分段电耙道；8—堑沟巷道；9—漏斗口；10—切割横穿；11—凿岩巷道；12—切割槽井；风流方向。→

（断面2×2米²），以分支溜井与各采场的电耙道（断面2.5×2.5米²）联通，最下一分段单独开凿倾斜为50°～90°的溜井。

凿岩巷道（断面2.5×2.5米²）与堑沟巷道（断面2.3×2.5米²）一般以联络井（断面2.5×1.5米²，双格）贯通，作为人行通道。

第三，每2～3个矿块设置一个进风人行天井，用联络道与各分段电耙绞车硐室联通，作为进风、人行、运料和敷设管缆的通道。每个矿块的高溜井均与上阶段脉外运输巷道贯通，并用联络道与各分段电耙道联通，兼作各个采场的回风井（见图Ⅲ—10）。

第四，为了减少采切工程量，一般在25～30米长的采场内只布置一个“丁”字形切割井，切割立槽用中深孔形成（见图Ⅲ—12），与采场落矿同次分段爆破。

切割立槽的位置，需根据矿体赋存条件和相邻采场的具体情况选定。如具备向相邻采场松散矿岩挤压条件时，则切割井布置在远离松散矿岩的一端，如图Ⅲ—4所示。采场的一半为切割井落矿，另一半则为向相邻采场松散矿岩挤压落矿，整个采场一次爆破。如不具备向相邻采场挤压的条件，则切割井应布置在临近已采采场的一端，采场分两次爆破，第一次爆破切割井控制部份，属于切割井落矿；待松动放矿后，采场的剩余部份再向松散矿石挤压落矿。为了获得较好的爆破效果，耙运层以上的补偿空间应均匀分布，以控制在18%左右为宜。

第五，凿岩主要采用BBC-120F重型凿岩机。最小抵抗线W＝1.8～2.0米，炮孔密集系数m＝1.0～1.1，最终孔径一般不小于65毫米，孔深在12～15米以内。大爆破采用微差电雷管和导爆线复式起爆。

第六，采用28瓩电耙绞车和0.3米³的耙斗出矿。在生产中，实际放矿制度是：先由近而远、然后再由远而近的单斗顺序放矿。

第七，几年来在降低采切比上有一定的成效，千吨采切比已

由20米以上降至15米左右。主要措施是：

（1）采用了结构简单的挤压落矿方案，在一个采场内也同时采用两种落矿方案，以减少切割井数量；

（2）探采工程密切结合；

（3）采切工程尽量作到一巷（井）多用，例如利用相邻采场的切割井作联络井；利用高溜井作相邻采场的回风天井；利用上分段堑沟巷道作为回采下分段上部矿石的脚岩巷道，即从堑沟巷道向一侧打水平和小角度的中深孔，与上分段同时爆破，此部份矿石将来由下分段放出等。

3．主要技术经济指标

采切比（米/千吨）	15
劳动量消耗（工班/千吨）	217
其中：采切	94
落矿	83
出矿	40
采场生产能力（吨/日）	300
损失率（%）	19.63
贫化率（%）	26.03
主要材料消耗：	
炸药（公斤/吨）	
落矿	0.48
二次破碎	0.26
坑木（米^3/吨）	0.00024
水泥（公斤/吨）	3.15
采矿成本：	
直接成本（元/吨）	1.8
原矿成本（元/吨）	8.72

上述主要指标中，劳动量及主要材料消耗为1972年实际指标，采场生产能力系按开动台日计算的。

（四）Ⅳ矿甲区垂直中深孔切割井落矿方案

提要：倾斜到急倾斜的中厚矿体。本方法用以开采该区接近地表的阶段。采用垂直中深孔切割井落矿方案，脉外采准。按分间爆破，秒差电雷管起爆。

1．开采技术条件

Ⅳ矿甲区系中温热液浸染型似层状矿床。矿体赋存于矽化白云岩底部之褪色带中，出露地表。矿体走向长约×××米，在接近地表的阶段，走向长××××米左右。矿体平均厚度6米，倾角50°～55°。矿体被斜交、正交断层切割，错距不太大，矿石f＝8～10。矿体顶盘为矽化白云岩，f＝8～10，接触线不明显；底盘为因民紫色板岩，f＝7～9。矿石中层理、节理、断层较发育，接近地表的阶段经受强烈风化，以致矿岩均不稳固。矿体中老硐较多。顶盘一般在爆破后2～3个月便自然崩落。

2．方案的参数及特点（图Ⅱ—5）

第一，方案的演变。该区Ⅰ阶段大量使用垂直中深孔切割井落矿方案。按分间用秒差雷管起爆。由于矿体薄，爆破时夹制性大，秒差爆破带炮比较严重；切割井掘至上分段巷道底板附近时，安全上威胁很大，以致切割井高度往往达不到设计要求；因此，爆破效果不太理想，在分段交界处常常留有“隔层”。针对这一现象，于是在部分采场的切割井顶部补打二排水平扇形炮孔，辅助崩矿，初步获得了良好的效果。由于Ⅱ阶段没有采用分段崩落法，试验未能继续进行下去。

为了减小采切比，曾试用了高分段放矿方案，即把放矿高度加大到19米，分段凿岩，集中出矿。高分段放矿方案使采切比减小了近1/3。但由于放矿高度过高，矿体倾角较缓，靠近底盘的大量矿石放不出来，损失贫化很大，后来停止使用。

第二，阶段高随露头出露高度的不同，变化在46～74米之间。分段高为11～13米。采场沿走向布置，长38～67米。依断层错动的情况，4～5个采场为一采区，采区内阶段运输系统为一条

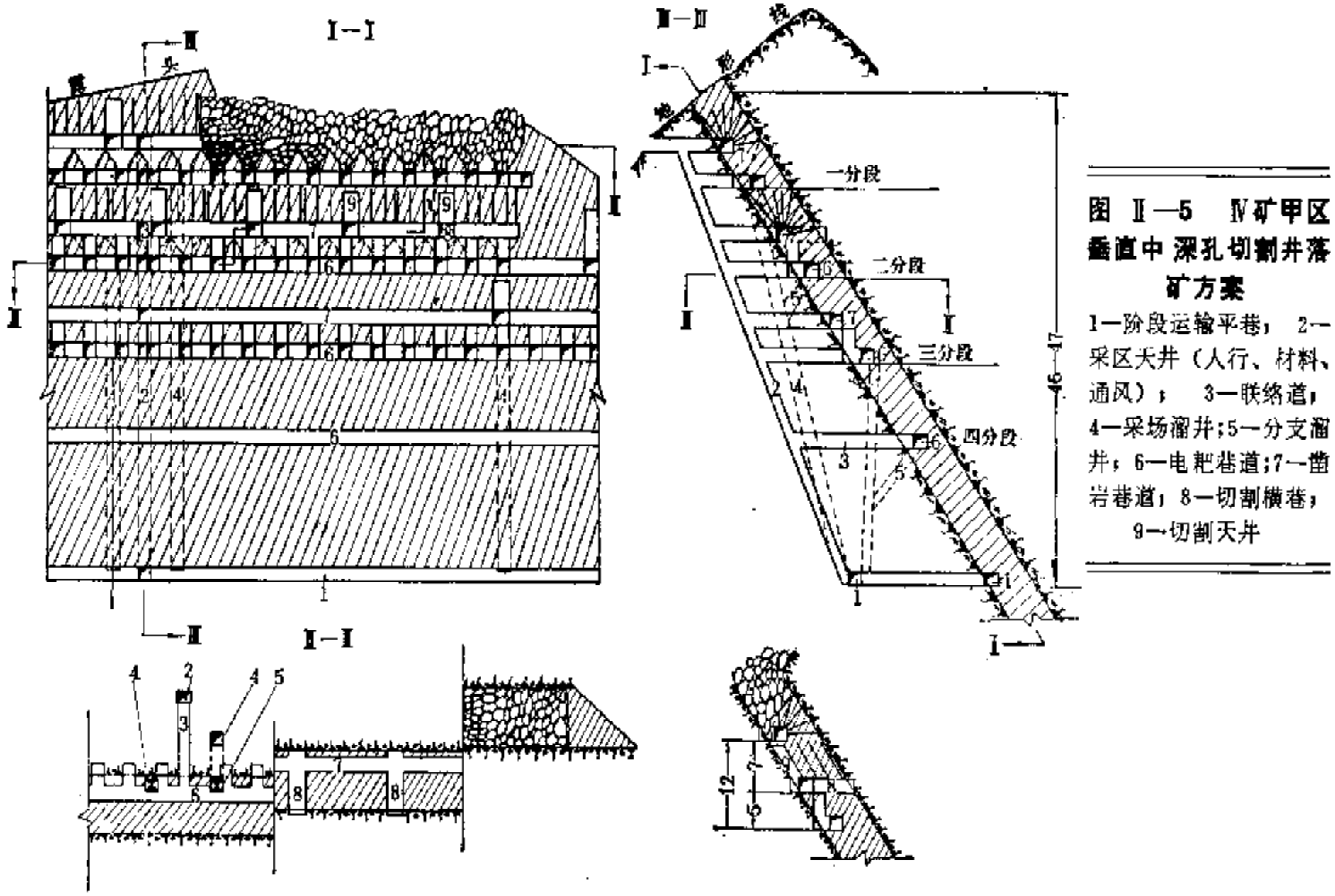


图 Ⅱ—5 Ⅳ矿甲区垂直中深孔切割井落矿方案

1—阶段运输平巷； 2—采区天井（人行、材料、通风）； 3—联络道；4—采场溜井；5—分支溜井；6—电耙巷道；7—凿岩巷道；8—切割横巷；9—切割天井

脉内沿脉巷道、一条底盘脉外沿脉巷道和穿脉巷道组成的环形运输系统。在采区中部底盘围岩中开凿人行、通风、材料天井（断面1.5×2.25米²）和采场溜井、分支溜井（断面2×2米²）。天井与矿体底盘界线的最小距离为5米。主要考虑爆破后天井不被破坏。最下一个分段，一般单独开凿脉内小天井和小溜井。

第三，分段底柱高5米。一般是布置单侧漏斗，漏斗间距5米，斗穿断面2×1.8米²。斗颈断面2×2米²。电耙道规格为2×2米²，采用密集木支架支护。接近矿体露头处的电耙道打通地表，以利排除废风。

第四，在切割层靠底盘沿走向布置凿岩巷道，断面为2×2米²。每隔15～16.5米选择矿体厚大较稳固的地方，掘进切割横巷，规格为2.5×2米²。在切割横巷中沿矿体底盘向上掘进切割天井（断面2.5×2.5米²）。切割槽和落矿同时分段爆破。浅眼扩漏斗一般也与大爆破同时进行。补偿空间在20%以下。

第五，凿岩采用01-38型凿岩机。在两切割井之间，以1.8～2.2米的最小抵抗线布置垂直扇形炮孔，炮孔深度不超过12米。钎头直径采用67～72毫米。按分间（包括上分段底柱）进行爆破。每个分间以切割井为中心，长15～16.5米。为避免出现“隔层”现象，分间边部炮孔加密。采用秒差雷管起爆。分间爆破虽然对电耙道的维护有利，但是也带来一些问题，如爆破频繁，恢复、准备工作量增大，对生产有一定的影响；废石与矿石接触面增大，接触次数增多，对降低贫化损失不利。

第六，出矿采用28瓩电耙绞车，0.3米³耙斗。溜井口安装格筛，规格为600×600毫米，格筛用24～38公斤/米钢轨制作。倾斜面放矿方案，由远而近循环几次。

3．主要技术经济指标

采切比（米/千吨）	30.5
其中：切割	15.66
凿岩工效（吨/工班）	8.27

采场生产能力（吨/日）	180～200
损失率（%）	14.8
贫化率（%）	10.87
主要材料消耗	
炸药（公斤/吨）	
落矿	0.254
二次破碎	0.25～0.3
坑木（米³/吨）	0.0021
采矿成本	
直接成本（元/吨）	2.98
原矿成本（元/吨）	8.28

（五）Ⅳ矿乙区垂直深孔切割槽落矿方案

提要：急倾斜中厚矿体。分段崩落法产量占全矿10～15%，占乙区90%以上。采用切割槽落矿方案。脉内采准。中深孔多排同段爆破，秒差电雷管起爆。

1．开采技术条件

Ⅳ矿乙区系中温热液浸染型似层状矿床。矿体走向长约×××米，平均厚度8～10米，倾角55°～75°，被三条与矿体走向斜交或正交的断层所切，错距20～30米。矿石 f＝8～10，中等稳固，2400米主平硐以上的矿石略有粘结性。矿体顶盘为矽化白云岩，f＝8～12，接触线不明显。由于矿体倾斜和山坡坡向一致，顶盘围岩较薄（10～20米），矿石经受强烈的淋蚀作用，层间裂隙含泥质较高，距矿体顶盘边界约3米处有一走向裂缝，因此顶盘稳固性较差，在回采过程中便自然冒落。矿体底盘为紫色板岩，f＝7～9，层理、节理发育，稳固性亦较差。

2．方案的参数及特点（图Ⅱ—6）

第一，方案的演变。投产初期在Ⅰ阶段使用过分层崩落法和分段崩落法的梨形进路方案。但因采切工程量大、效率低、安全性差、矿石损失率高、木材消耗量大，后来全部改用垂直深孔切

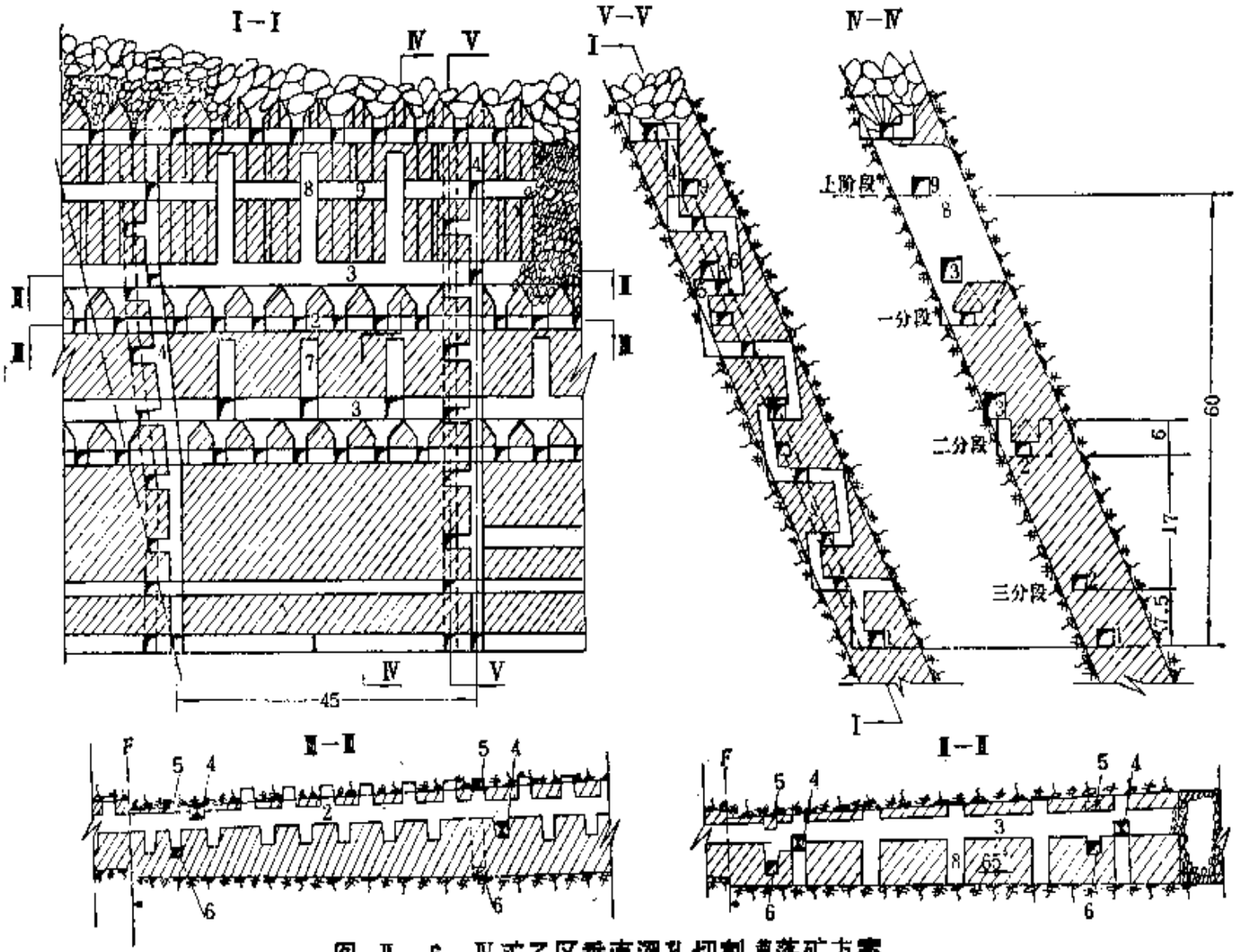


图 Ⅱ—5 Ⅳ矿乙区垂直深孔切割崩落矿方案

1—阶段运输平巷；2—电耙道；3—凿岩巷道；4—“拐子天井”的溜井；5、6—“拐子天井”的人行、材料、通风井；7—切割井；8—切割槽；9—上阶段运输平巷

割槽落矿的分段崩落法。

由于此种方案的采切工程量仍然较大，曾一度试图用浅孔留矿法和分段法代替，为此先后在三个采场中进行试验，结果因顶盘无法控制而失败。事实证明，现用的分段崩落法方案基本上是合理的。

第二，阶段高43～60米，分段高为7～18米。采场沿走向布置，长45～55米。利用原探矿巷道在脉内布置采准工程。于两采场交界处开凿人行、通风天井（拐子无木天井）及采场溜井。由于全部脉内采准，采场通风条件很差，被迫利用顶盘岩层较薄的条件，每个分段均与地表打通，以解决通风问题。

第三，分段底柱高6～7米。矿体厚度小于8米时，采用单侧漏斗，漏斗间距6米。电耙道规格为2×2米^2，斗穿断面为2×（1.8～2）米^2，斗颈断面为2×2米^2。

第四，在切割层靠底盘沿走向开凿拉底平巷，并将断面扩大到3×3米^{2}兼作凿岩巷道。每隔12～14米，选择矿体较厚大、较稳固的地方掘进拉底横巷（断面2×3米^2）。在拉底横巷中沿矿体底盘布置切割天井（断面3×1.5米^2），然后用浅眼留矿法形成切割槽。补偿空间约为崩落矿体原岩体积的25%左右。

第五，凿岩采用YQ-100型钻机。在两切割槽之间，以2～2.5米的最小抵抗线布置4～6排深孔，中间加密一排，排距0.6～0.8米。切割槽两侧因自由面凸凹不平，抵抗线减小到1.6～1.8米。孔深不超过15米。爆破时，两切割槽之间的4～6排孔作为一段，整个采场用秒差电雷管分段一次爆破。

第六，出矿采用28瓩电耙绞车，0.3米^{3}耙斗。采场溜井闸门为金属移动式双缸风动扇形闸门。采用倾斜面放矿方案。

第七，方案致命的缺点在于脉内采准，无法形成通风系统。只有在底盘脉外布置采准天井，方能解决通风问题。使用“拐子无木天井”工程量太大，通风和敷设管路也很困难。

3．主要技术经济指标

采切比（米/千吨）	22.9
其中：切割	14.0
劳动量消耗（工班/千吨）	138.7
其中：采切	73.5
落矿	51
出矿	14.2
采场生产能力（吨/日）	160～170
损失率（%）	18.2
贫化率（%）	22.6
主要材料消耗	
炸药（公斤/吨）	
落矿	0.445
二次破碎	0.064
坑木（米³/吨）	0.001
采矿成本（元/吨）	
直接成本	3.90
原矿成本	7.94

（六）V矿垂直中深孔切割槽落矿方案

提要：缓倾斜中厚矿体。分段崩落法1971年占70.6%。在底盘脉外布置底部结构，按走向断层切割而成的台阶自然划分分段，采用垂直中深孔切割槽落矿方案。探采工程密切结合。上部阶段顶盘围岩在放矿末期开始冒落，下部阶段顶盘围岩一般随崩矿自然冒落。

1．开采技术条件

矿体赋存于花岗岩与大理岩的接触带，为矽卡岩型接触交代矿床。由于无矿区的存在，在接触带形成许多大小不同的矿体，沿走向和倾斜均呈透镜状产出。采用分段崩落法开采的矿体，沿走向长500～800米，厚度一般×～××米，其中厚度在5～8米的占50～60%，倾角10°～25°。矿体被一组水平间距30～50米的走向

正断层所切，最大断距为7～8米，自然形成若干台阶。断层破碎带宽1米到8～10米。矿石由多种硫化矿物和萤石组成，含多种金属元素。矿石 f＝10～12，比较稳固，局部有自燃性。矿体顶盘为大理岩，层节理较为发育， f＝4～6，中等稳固，上部阶段空场的暴露面积可达400米^2。顶盘围岩与矿体分界线明显，但起伏不平。矿体底盘为矽卡岩， f＝14～16，坚硬稳固，接触线较为平整，亦易辨认。

2．方案的参数、特点及主要技术经济指标

投产初期，对5～8米厚的矿体采用房柱法开采。由于技术装备和工艺特点的影响，采场生产能力很低，开采强度不大，回采率不高。由于顶盘不够稳固，作业安全性也差。因此，逐步扩大了分段崩落法的比重，1966年占23.8%，1971年增加到70.6%。这两种采矿方法的主要技术经济指标，见表Ⅱ—1。

表Ⅱ—1　分段崩落法与房柱法比较表

指标名称	单位	房柱法	分段崩落法	
矿体厚度	米	5～8	6～8	5
采切比	米/千吨	11.0	34.0	42.2
劳动消耗量	工班/千吨	244	199.1	234
其中：采切	工班/千吨	44	110.1	145
回采	工班/千吨	200	89	89
采场生产能力	吨/日	56.5	169	169
损失率	%	23～24	9.73	9.73
贫化率	%	18.5	19.7	19.7
采矿直接成本	元/吨	3.276	1.918	1.918
原矿成本	元/吨	11.59	12.15	12.87

从表Ⅱ—1可以看出，当矿体厚度为5米，顶盘围岩在放矿末期才自行冒落时，分段崩落法的千吨劳动量消耗及原矿成本与房柱法近似，而损失率比房柱法低，采场生产能力比房柱法高。采场生产能力提高之后，不但作业集中，管理方便，而且使阶段

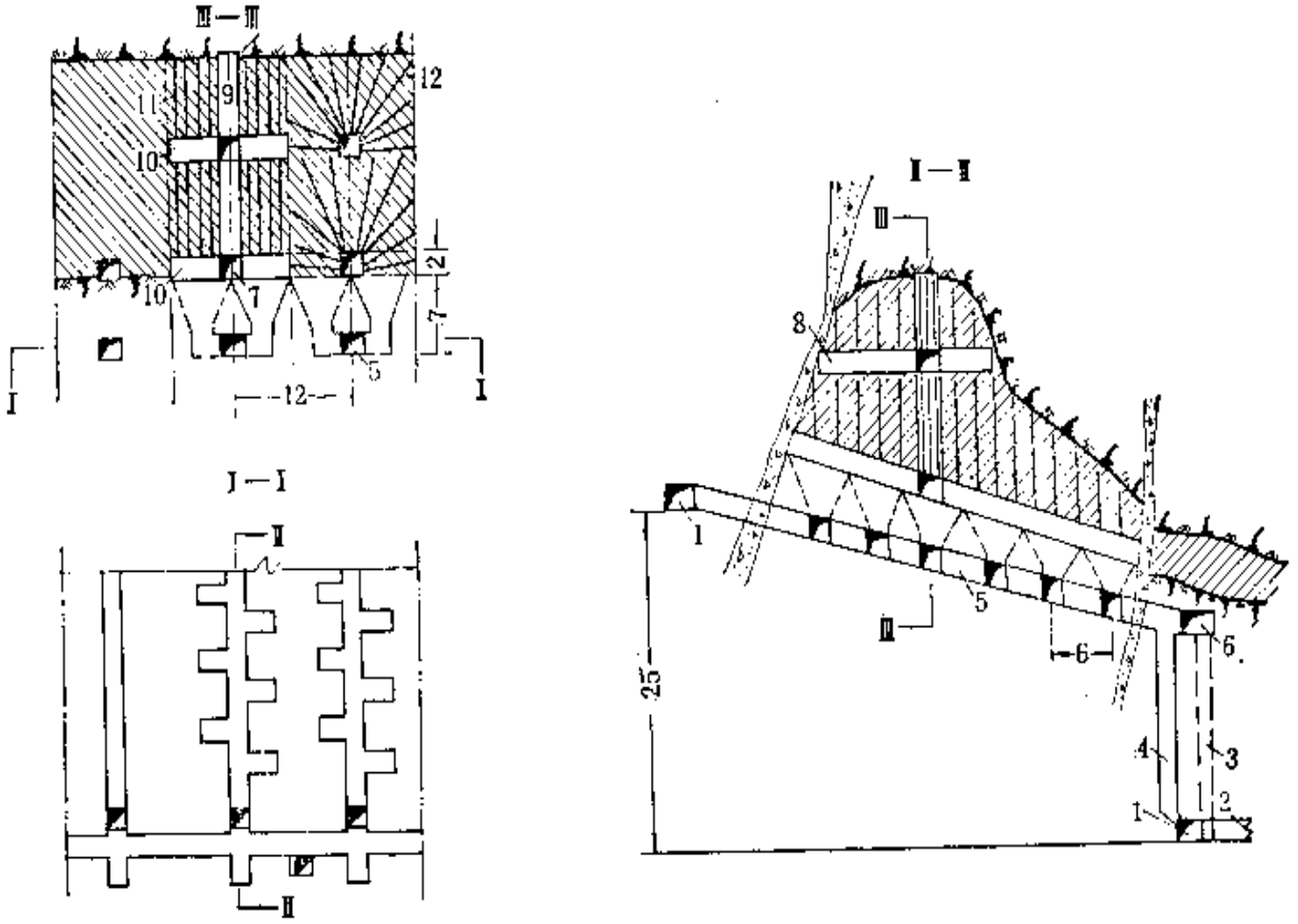


图 Ⅱ—7　Ⅴ矿垂直中深孔切割槽落矿方案

1—阶段运输巷道；2—穿脉运输巷道；3—人行、材料、通风天井；4—采场溜井；5—电耙巷道；6—联络道；7—拉底巷道；8—凿岩巷道；9—切割天井；10—切割横巷；11—切割槽炮孔；12—落矿炮孔

年产量有可能大幅度增加。例如当分段崩落法比重从1966年的23.6%上升到1971年的70.6%时，阶段年产量提高了52.6%。最后还应指出，分段崩落法作业的安全性也比房柱法好，但是采切比大。

该矿分段崩落法的回采方案为垂直中深孔切割槽落矿方案（图Ⅱ—7），其参数和特点如下：

第一，阶段高25米，按照断层所形成的台阶自然划分分段。采场垂直矿体走向布置，宽12米，电耙道（断面1.8×2米²）沿倾斜布置。每条电耙道有一溜井(断面1.8×2.1米²)通阶段运输平巷，每3～5个采场共用一人行、通风、材料天井（断面1.5×2.1米²或1.8×1.8米²），用联络道（断面1.8×1.8米²）与各采场联通，采场电耙道一般与上阶段回风巷道贯通。

第二，在底盘脉外布置底部结构，底柱高5～6米。漏斗交错排列，间距5～6米，斗穿、斗颈断面均为1.8×1.8米²。

第三，凿岩巷道（断面2×2米²）比底盘接触线低0.4米，布置在采场中央。如矿体厚度大于8米而采用中深孔崩矿时，上部再增加分段凿岩巷道。每一采场选择矿体最厚处开凿1～2个切割天井及相应切割横巷，然后打中深孔。待落矿中深孔打完后，同时用浅眼拉底、扩漏，并根据其安全情况决定是预先拉切割槽还是与采场落矿同时爆破。在一般情况下是首先爆破切割槽的中深孔，以保证采场崩矿的爆破效果。

第四，由于注意了施工顺序的合理安排，使探采工程紧密结合，做到开拓、生探、采切工程综合设计，分期施工，以提高巷道的利用率，所以基本上不掘进专用探矿巷道。

第五，凿岩以01-38型凿岩机为主，也用YQ-100或红旗-100型钻机。采用01-38型凿岩机时，孔径50毫米，最小抵抗线W＝1.3米，炮孔密集系数m＝1.3～1.5；采用YQ-100型钻机时，最小抵抗线W＝2.3～2.7米。每个炮孔装两个电雷管（一个接近孔口，一个接近孔底）。接近孔底的雷管与同排相邻炮孔接近孔口

的雷管串联。一个采场或几个采场同时爆破。炸药消耗：落矿为0.245公斤/吨，二次破碎为0.219公斤/吨。

（七）Ⅱ矿甲坑水平层深孔落矿方案

提要：急倾斜厚矿体，矿岩破碎，靠底盘矿体局部可自然崩落，电耙道用密集木支架维护。水平层深孔落矿方案开采矿量在1971年占该坑产量的31.6%。

1．开采技术条件

开采技术条件与Ⅱ矿甲坑的垂直深孔侧向挤压落矿方案相同〔见本章实例(二)〕。

2．方案的参数及特点

Ⅱ矿甲坑在使用垂直深孔侧向挤压落矿方案的过程中，遇到了在破碎矿体里开凿大规格（容积9×3.6×3米^3）凿岩硐室很困难，装药作业劳动强度大，采场放炮受相邻采场影响（必须进行松动放矿）等问题，便于1969年开始试用水平层深孔落矿方案。1971年此方案在Ⅱ矿甲坑的比重达到31.6%，目前有进一步增加的趋势。其参数和特点如下（图Ⅱ—8）：

第一，采场构成要素与Ⅱ矿甲坑垂直深孔侧向挤压落矿方案相同〔见本章实例(二)〕。

第二，拉底巷道垂直走向布置。需开凿专用硐室以深孔拉底。

第三，在采场中央利用一个斗颈上掘凿岩天井（断面1.8×1.8米^2）与上分段（阶段）巷道贯通，每隔6～7米开凿一个凿岩硐室（容积3.6×3.6×3米^3），上下硐室交错布置。在每个硐室内布置2～3排5°～20°的扇形深孔。耙运层以上的巷道作为爆破补偿空间，约相当于崩落原岩体积的15%左右。

第四，采用YQ-100型钻机凿岩。最小抵抗线W＝3.3～3.6米，炮孔密集系数m＝1～1.2。炮孔直径105～110毫米，孔深一般不超过15米。拉底深孔与落矿深孔一次分段爆破。

第五，出矿采用28耙、30耙电耙绞车，0.15，0.30米^{3}耙斗。要求按水平面放矿方案放矿。

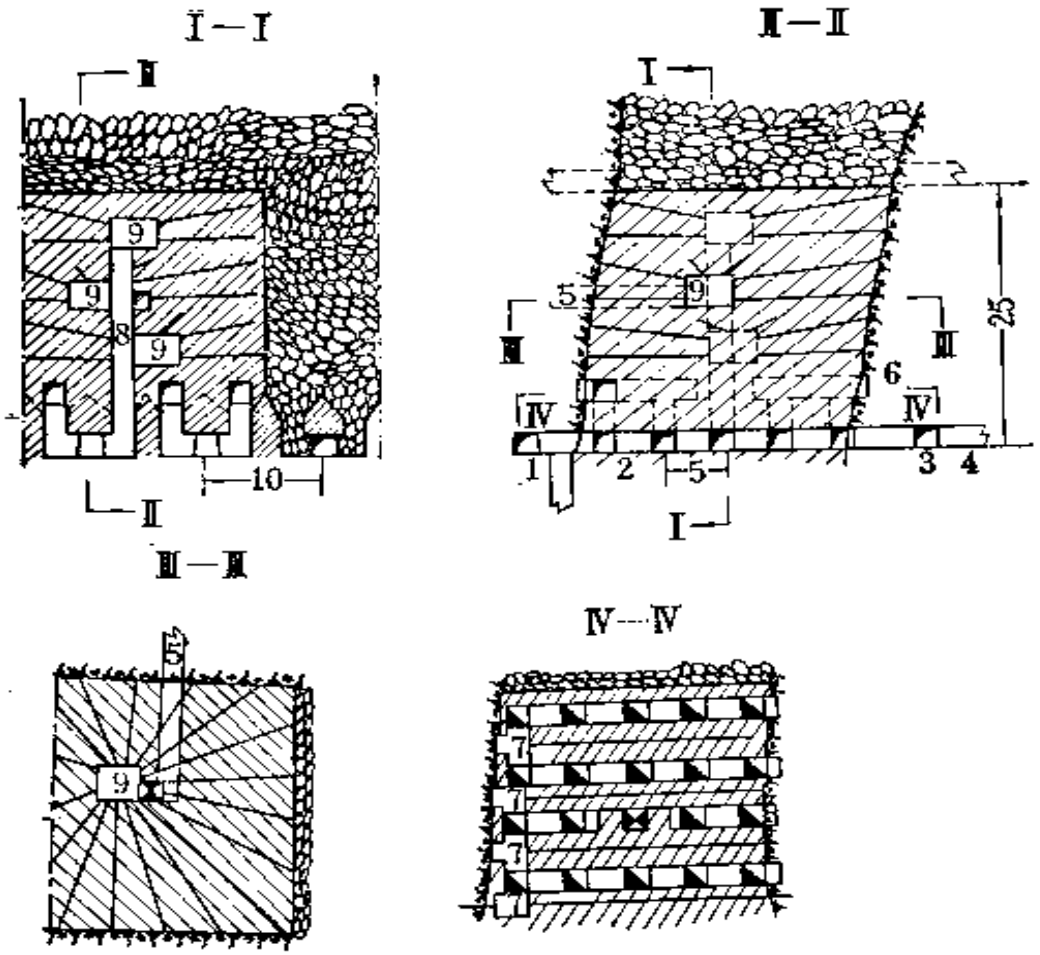


图 Ⅱ—8 Ⅱ矿甲坑水平层深孔落矿方案

1—顶盘联络道；2—电耙道；3—底盘联络道；4—回风联络道；5—溜岩联络道；6—拉底巷道；7—拉底硐室；8—溜岩天井；9—溜岩硐室

3．主要技术经济指标

采切比（米/千吨）	23
劳动量消耗（工班/千吨）	114
其中：采切	70
落矿	16
出矿	28

采场生产能力（吨/台日）	218
损失率（%）	10.4
贫化率（%）	25.3
主要材料消耗	
炸药（公斤/吨）	
落矿	0.238
二次破碎	0.0725
坑木（米³/吨）	0.011
采矿成本	
直接成本（元/吨）	2.95
原矿成本（元/吨）	6.50

上述指标中，损失率和贫化率为1969～1973年（上半年）Ⅱ矿甲坑的平均数，采场生产能力为1971年的平均指标，其它均为代表性指标，近几年来没有多大变化。

（八）Ⅵ矿甲区垂直层与水平层联合落矿方案

提要：缓倾斜中厚矿体，矿石易自燃。为适应火区开采的特点，采用底盘脉外采准，分间式快速回采的方案。电耙道用喷射混凝土及浇灌混凝土支护。按“三强”原则组织生产。

1．开采技术条件

采用分段崩落法的Ⅵ矿甲区，矿体赋存于闪长岩与二叠纪灰岩接触交代而成的矽卡岩中，呈似层状产出。矿体走向长×××米，倾角17°～46°，平均30°，厚度10米左右。矿体沿走向由东向西逐渐变厚，倾角逐渐变陡。随着矿体的向下延深，其厚度逐渐减小。矿石 f＝3～5，松软、破碎、有粘结性，平均含硫13.4%，局部高达38.3～46.7%，易自燃。矿体上部有13～45米厚的铁帽及红土覆盖层。矿体顶盘为大理岩，岩溶裂隙发育，被铁帽和黄泥所充填， f＝3～4，有大量老硐，易冒落。矿体底盘为角页岩， f＝5～7，节理发育，中等稳固。

2．方案的参数和特点

（1）方案的产生

自1954年6月起，在该区5米、25米两个阶段采用木材假顶的分层崩落法，做了25个采场的采准工作，因温度升高并放出大量SO_2等有毒气体，仅有四个采场采了1～3层，就被迫停产封闭。从1955～1956年采用过打钻灌浆灭火的措施，因表土风化严重，不能成孔或成孔后泥浆也不能灌透，因而在1958～1959年间，曾先后多次打开封闭墙试图恢复生产，结果仍然都因发火而停产。1959年在西部较稳固的矿段用水平分层充填法回采了一部分矿房，生产比较顺利，但效率较低。1961年在风化严重、稳固性较差的矿段试用自然崩落法，又因发火而失败。直至1963年在**"鞍钢宪法"**伟大红旗的指引下，矿山广大革命职工和科研部门，运用毛主席的光辉哲学思想，经过认真的调查研究，总结了甲区矿石氧化自燃的规律，并提出了底盘脉外采准、分间式高速回采的分段崩落法方案。到1972年底，已安全地采完了三个阶段。

（2）方案的特点

这一方案的特点是：底盘脉外采准，在采场内沿矿体走向或倾斜方向划分分间，按分间快速回采，采场结构、采准切割工程布置和施工顺序、采区通风、阶段运输系统等，均需适应不过早揭露矿体和采取"三强"（强掘、强采、强出）的原则，争取在矿石自燃之前，结束分间的回采，顶盘的黄泥对已采区残留矿石的氧化过程可起抑制作用。

（3）方案的参数和特点

第一，阶段高30～40米。间隔40米的穿脉运输巷道和两条底盘沿脉运输巷道（其中一条为双轨）构成阶段的环形运输系统。

第二，如矿体倾角小于25°，电耙道（断面2.2×2.0米^2）沿倾斜布置，并与上阶段脉外运输巷道贯通。电耙道间距（即采场宽度）为10米，每条电耙道有1～2个溜井通至阶段运输巷道。每2个采场共用一人行、通风和材料运输天井（图Ⅱ—9）。当矿体

倾角大于25°时，每40米为一矿块，矿块内电耙道沿走向布置，水平间距亦为10米。每条电耙道均有独立溜井通至穿脉运输巷道（图Ⅱ—10）。两个矿块之间有一倾斜联络电耙道（倾角不大于25°），将各层走向电耙道连通，其下部有溜井和人行、通风、材料天井通至阶段运输水平，上部则与上阶段回风巷道贯通，构成矿块的人行、通风、运料系统。在联络电耙道之上留10米宽的临时矿柱，作为一独立采场，待相邻两个矿块回采结束后，再行回收。

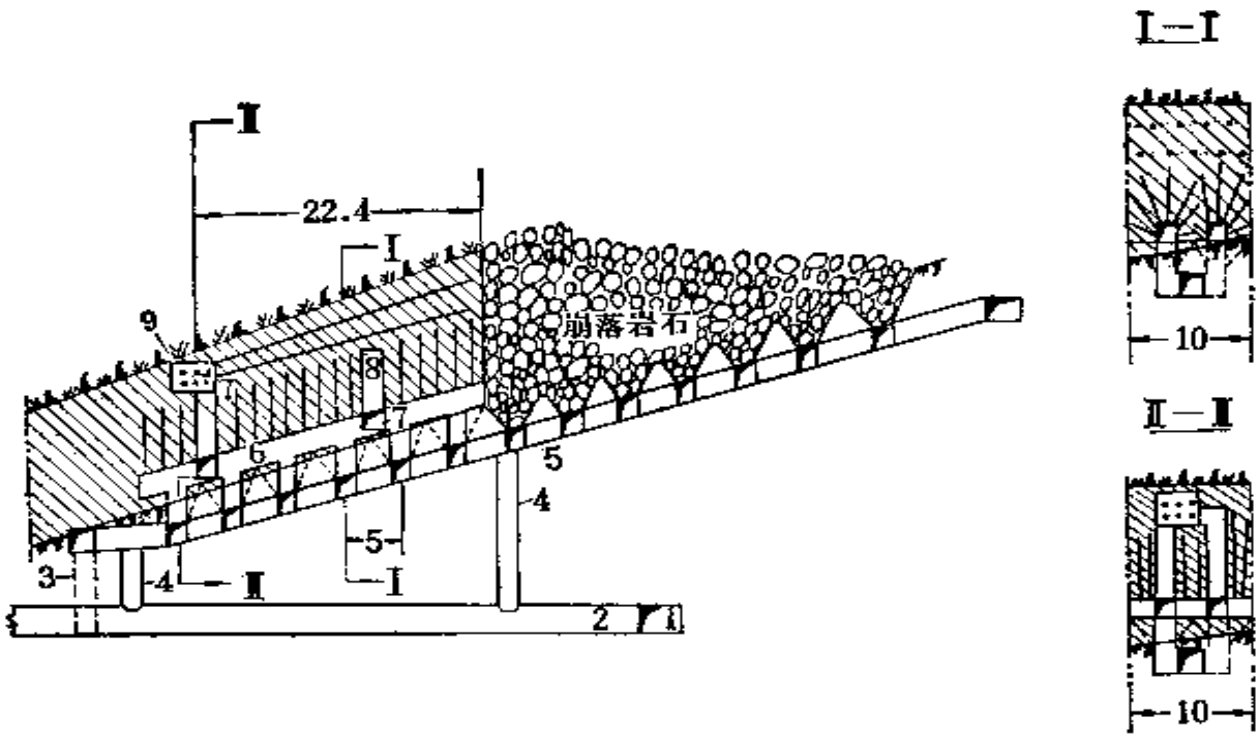


图 Ⅱ—9 Ⅵ矿甲区沿倾斜布置电耙道的联合方案

1—沿脉运输巷道；2—穿脉运输巷道；3—人行、通风天井；4—采场溜井；5—电耙道；6—拉底平巷；7—拉底横巷；8—切割井；9—深孔凿岩硐室

第三，在底盘脉外布置底部结构，底柱高4.5～5.0米。漏斗交错排列，间距5米，斗穿的规格为1.8×1.8米²，斗颈直径为1.6米。电耙道用喷射混凝土（必要时在斗穿口加钢筋）和浇灌

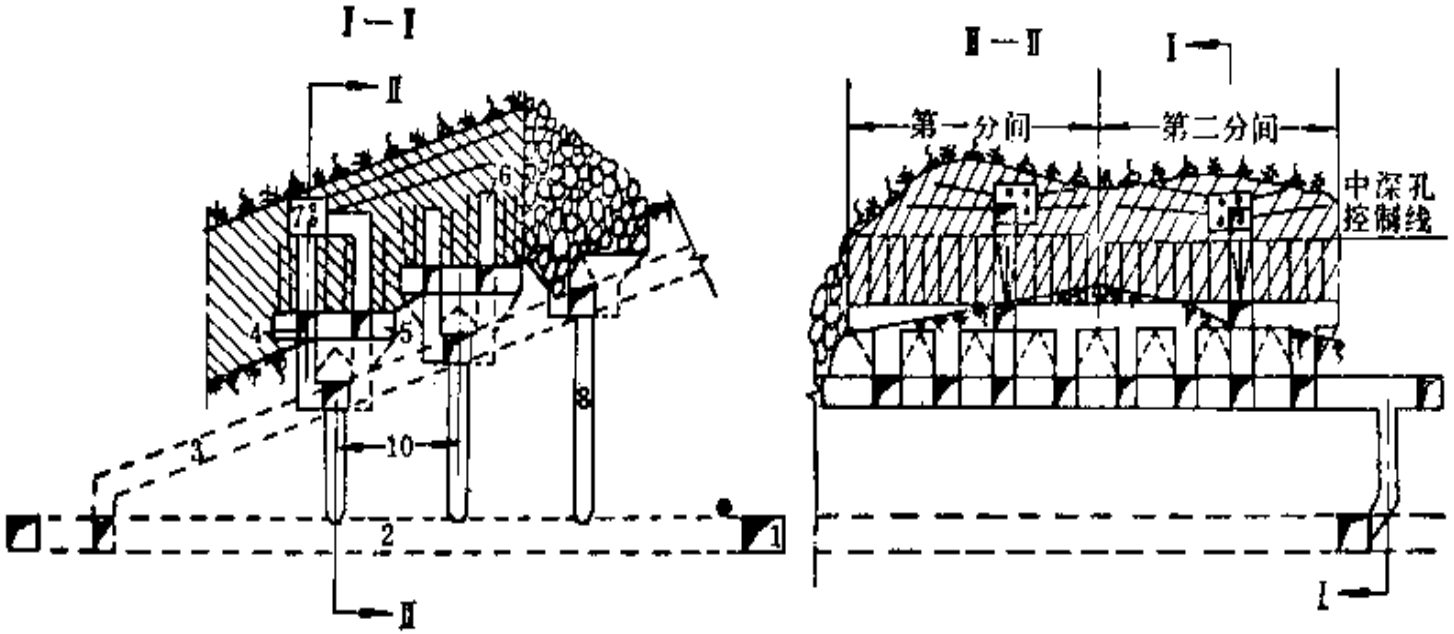


图 Ⅱ—10　Ⅵ矿甲区沿走向布置电耙道的联合方案

1—沿脉运输巷道；2—穿脉运输巷道；3—电耙道；4—拉底平巷；
5—拉底横巷；6—切割井；7—深孔凿岩硐室；8—采场溜井

混凝土支护。在切割工程开始之前，任何采准工程均不揭露矿体。

第四，切割和落矿工程均按分间集中施工，以缩短周期。沿倾斜布置的采场，分间尺寸为10×（10～15）米^2；沿走向布置的采场，分间尺寸为10×（20～40）米^2。在切割层开凿两条平行的拉底平巷（断面2×2米^2），亦即凿岩巷道，每隔10～15米布置一条拉底横巷，在拉底平巷与横巷交叉处掘进切割天井（断面1.5×1.8米^2）。当矿体厚度超过8米时，在切割天井上部布置凿岩硐室（容积3.5×3.6×3.0米^3）。每一分间有2～4对漏斗，负担2500～6000吨矿量，切割回采周期一般只一个月左右。采场的生产周期（包括采准、切割、回采）通常是4～5.5个月。

第五，中深孔凿岩采用01-45型凿岩机，在凿岩巷道中打垂直扇形炮孔，孔深4～5米，孔径60毫米，最小抵抗线W＝1.2～1.5米，每米崩矿量4～6吨。深孔凿岩采用YQ-100型钻机，孔深10～20米，炮孔方向大体与矿体平行。最小抵抗线W＝2.2～2.5米，每米崩矿量12～14吨。爆破的补偿空间为15～20%。有时，亦采用深孔侧向挤压落矿方案，即在拉底层上部开一深孔凿岩硐室，打扇形垂直深孔，向侧部的崩落区进行挤压落矿。Ⅶ矿甲区的爆破为高温区爆破，具体要求见本书第四章第四节内的“火区爆破的安全技术”。

第六，出矿采用28瓩电耙绞车和0.25米^{3}耙斗，由远而近顺序放矿。

3．主要技术经济指标

采切比（米/千吨）	27～34.4
劳动量消耗（工班/千吨）	195.8
其中：采切	99.1
落矿	23.5
出矿	73.2
采场生产能力（吨/日）	150～200

损失率（%）	25
贫化率（%）	10～15
主要材料消耗	
炸药（公斤/吨）	
落矿	0.27
二次破碎	0.125
坑木（米^3/吨）	0.004
水泥（公斤/吨）	3.5
采矿直接成本（元/吨）	2.66

（九）Ⅱ矿乙坑水平深孔与束状深孔联合落矿方案

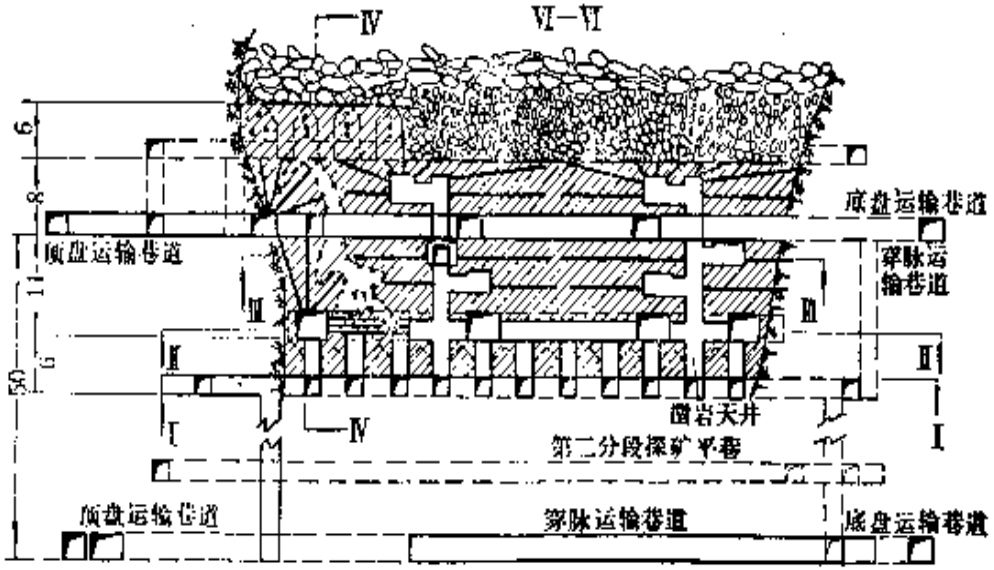
提要：急倾斜中厚～厚矿体中等稳固。80%的采矿有老硐。水平深孔与束状深孔联合落矿方案为目前所用的主要方案。

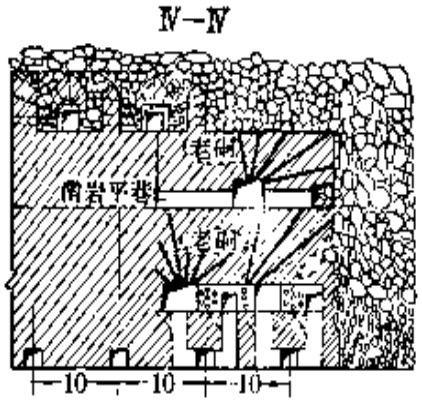
1．开采技术条件

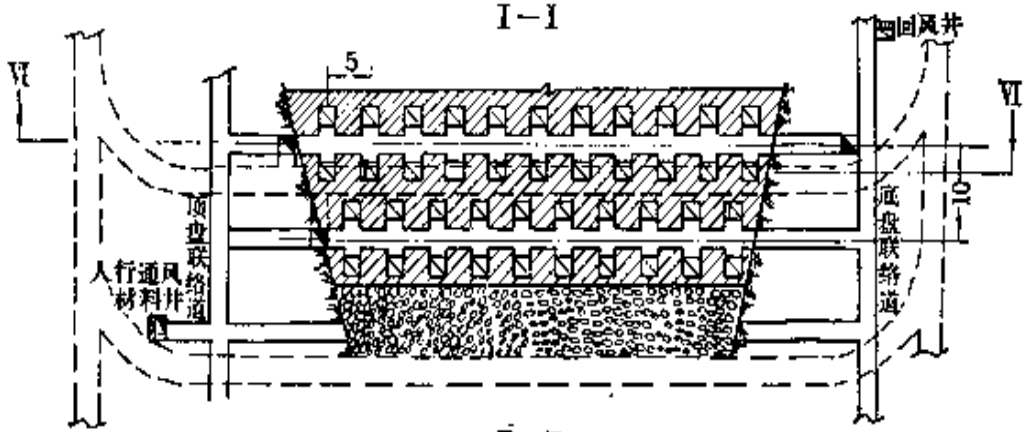
矿体赋存于灰白色白云岩中，呈不连续透镜状产出，形态比较复杂。矿体走向长80～100米，水平厚度从3～5米到50～60米，一般是10～30米，倾角大多在60°以上。矿体中老硐较多，形状和位置很不规则，有空有实。矿石 f＝6～8，中等稳固。矿体顶盘为板岩、白云岩互层的破碎带， f＝2～3，很不稳固，而且易碎，遇水粘结。矿石底盘为矽化白云岩， f＝7～9，比较稳固。

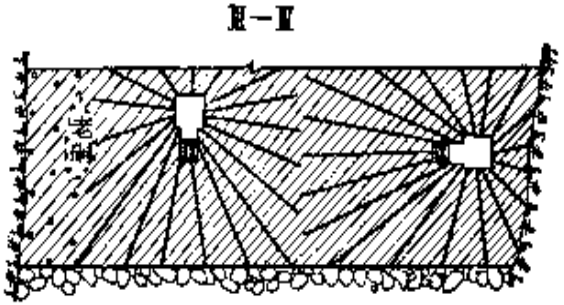
2．采矿方法的演变过程

投产初期，因缺乏深孔钻机，普遍采用药室落矿的阶段崩落法、浅眼留矿法和矿房浅眼留矿、矿柱药室崩落的联合法。1962年还采用过深孔阶段崩落法。但是上述方法分别具有劳动强度大、作业条件差、工效低、回采周期长、电耙道维修量大等缺点；更主要的是不能适应顶盘板岩十分破碎、多数采场遇到老硐和矿体形态比较复杂的特点，故技术经济指标很差，生产水平一直达不到设计规模。例如，由于放矿高度大，板岩过早渗入，损失率高达49～63.6%，贫化率为34.5～56%。自1963年改用有底部结构分段崩落法以来，随着对客观事物认识的逐步深入，生产









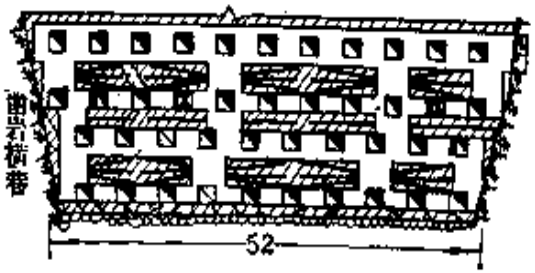


图 Ⅱ—11 Ⅱ矿乙坑水平深孔与束状深孔联合落矿方案

管理水平亦逐渐提高，从而使生产面貌得到显著改变，生产水平已超过了设计能力的35.3%。

3．方案的参数及特点

第一，阶段高50米，分段高一般25米。电耙道（断面2×2米²）垂直走向布置时，间距10～12米；沿走向布置时，长30～40米。阶段运输水平采用环形运输。

矿化带全长1200米，被无矿区自然分隔为三个采区。每个采区一般布置人行、材料、通风天井各一个，其断面均为1.8×1.8米²并与该采区耙运层的底盘联络道联通。在底盘联络道内敷设轨道，以便运送材料。

第二，分段底柱高6米。由于部分电耙道采用木支架支护，故漏斗对称布置，间距5米。斗穿、斗颈规格均为2×2米²。

第三，拉底巷道的布置及临时矿柱的回采，是影响本方案效果的关键性环节。在拉底水平平行电耙道布置两条断面2×2米²的拉底巷道，将各漏斗联通。根据矿岩稳固情况，将其中一条或两条的断面扩大到3.5×(3.0～3.5)米²，另外再开凿2～3条拉底横巷，并在此横巷内打2～3排水平平行深孔，每排2～3个孔，孔深6～8米，连续装药，用微差或秒差雷管与落矿孔分段一次爆破。实践证明，采场爆破前只要对电耙道木支架进行临时加固，大爆破对电耙道一般不产生严重的破坏。

第四，采场内一般设计1～2个凿岩天井直通上部出矿已经结束的电耙道，以利人行通风。天井内每隔3～3.5米（等于最小抵抗线）交错布置凿岩硐室（容积3.5×3.5×2.5米³），每个硐室布置一层水平扇形深孔，孔底距3.5～4米。上分段底柱的回采，是在电耙道内选择矿石比较稳固的地段，将断面适当扩大，布置束状深孔与采矿同时崩落。如采场内局部遇有老硐，或上分段的底柱已提前爆破，则切割工程与之应保持3～5米的安全距离，这部份矿体在凿岩硐室内以束状深孔控制，利用老硐或断面2×2米²的水平巷道作爆破自由面进行崩矿。

第五，凿岩采用YQ-100型钻机，孔径 105～110 毫米。1～3个采场用微差和秒差雷管分段一次崩落。

第六，出矿采用20瓩、28瓩和30 瓩的电耙绞车，0.15 米^{3}和0.3米^{3}的耙斗。因多数电耙道都使用密集木支护，大耙斗在运行中容易撞坏支架，故实际上多用0.15米^{3}的耙斗。

第七，生产实践表明，该方案基本上适应矿体形态复杂、产状多变的特点。所选取的分段高度（25米）较为适宜，采矿、出矿周期不长，能满足生产要求。切割工程和大部份采准工程均布置在比较稳固的矿岩中，施工作业较安全。但是由于矿体已被老硐破坏，再加上工程的切割，其地压随回采周期的延长愈来愈大，所以在施工中应根据采场老硐和矿岩的具体情况，合理安排施工顺序，既保证某些工程必要的超前，又要适当的平行作业，以缩短周期。对矿岩稳固性较差的采场，拉底巷道应在落矿深孔将近结束时再行扩大，以保证整个采场的稳固性。

4．主要技术经济指标

采切比（米/千吨）	22
劳动量消耗（工班/千吨）	101
其中：采切	58
落矿	18
出矿	25
采场生产能力（吨/日）	150～180
损失率（%）	20～22
贫化率（%）	32
主要材料消耗	
炸药（公斤/吨）	
落矿	0.35～0.4
二次破碎	0.065
坑木（米^3/吨）	0.0305
采矿成本	
原矿成本（元/吨）	6.01

三、各种方案的使用条件及评价

（一）垂直层落矿方案的使用条件及评价

由于侧向挤压落矿方案和切割槽(井)落矿方案的不同特点，它们的具体使用条件也不完全一样。总的说来，切割槽（井）落矿方案具有更大的灵活性，凡是能够采用挤压落矿方案的地方，都可以使用切割槽（井）落矿方案。

1．侧向挤压落矿方案的使用条件

（1）此方案可用于开采比较规整的中厚～厚矿体，但最好是厚矿体。矿体赋存要素稳定，松散矿岩的侧部面积变化不大，爆破质量才能得到保障。矿体厚度比较小时，两侧围岩的夹制性增大，一次落矿厚度受到限制，这一方案的优越性就不能够充分发挥；

（2）对矿石稳固程度的要求，应以前次爆破不会破坏下次落矿工程为前提。否则，采用这一方案，便要遇到严重的困难。

2．切割槽（井）落矿方案的使用条件

（1）中厚与厚矿体均可采用；

（2）只要合理布置切割槽（井）的位置，这一方案能够适应厚度有较大变化的矿体；

（3）要求矿石的稳固程度，以掘进切割井时无需支护为宜；

（4）可用于开采每个分段中的第一个采场。

Ⅰ矿、Ⅲ矿等矿根据具体情况，交替使用这两种方案的经验，使其优越性得到了更充分的发挥。

垂直层落矿方案具有如下的优点：

（1）采矿方法结构比较简单，切割工程施工方便，侧向挤压落矿方案在这一方面表现得更加明显。由于侧向挤压落矿方案不需要专为落矿开凿补偿空间，其千吨采切比可比切割槽（井）

落矿方案低2～5%。

（2）爆破时对底部结构的破坏性较小。

（3）便于采用挤压爆破，改善崩矿质量。在同样的条件下，与其他方案比较，大块产出率低。

（4）在节理发育、松散破碎的矿体中，炮孔变形比其他方案小，易于保证爆破质量。

（5）由于崩矿质量好，电耙耙矿的工时利用率高，为提高采场生产能力提供了有利的条件。从Ⅱ矿甲坑两种方案的对比可以看出，垂直层落矿方案的采场生产能力，比水平层高16.5%。

垂直层落矿方案也具有不可避免的缺点。

（1）如前所述，侧向挤压落矿方案受许多条件的限制，灵活性较差。每次爆破之后，需要经过松动放矿，才能进行下一次爆破；爆破前又必须清理涌入凿岩巷道的矿石，增加了繁重的辅助工作量；

（2）切割槽（井）落矿方案的切割工程分散，施工比较复杂，通风条件也差。

（3）采用人工装药时，劳动强度大，深孔落矿尤为严重。

（4）深孔挤压落矿方案比中深孔挤压落矿方案具有更多的缺点，例如：

① 凿岩硐室大，当矿石不稳固时，开凿、维护都比较困难。硐室内通风条件也不好。

② 深孔钻机的电机，经常受炮孔淌水的淋洗，烧毁电机的事故比较频繁。

因此，垂直层落矿方案，最好采用中深孔凿岩。

垂直层落矿方案所以占有较大的比重，正是由于其优越性比较突出的缘故。随着高效率中深孔凿岩设备的增加，机械化装药的进一步完善，这一方案将会获得更大的发展。

（二）水平层落矿方案的使用条件及评价

水平层落矿的分段崩落法在我国矿山应用甚少，有些矿山有失败的教训。但Ⅱ矿甲坑在矿岩破碎，靠底盘部分局部有自然崩落倾向的矿体中，采用了水平层深孔落矿方案，取得了较好的效果。

水平层落矿方案的优点是：

（1）如采用深孔凿岩，凿岩、装药（特别是人工装药时）操作条件比较好。

（2）由于凿岩天井通常都可形成贯穿风流，凿岩硐室内的通风条件较好。

（3）与垂直层侧向挤压落矿方案比较，相邻采场互相牵制小，使生产衔接有一定的灵活性，并可用于回采分段的第一个采场。

但是这一方案也存在一些问题：

（1）大爆破对底部结构的影响比其他方案大。根据Ⅱ矿甲坑的统计资料，在爆破前对电耙道支护进行加固的条件下，大爆破后木支架的损坏率仍在10%左右。

（2）大块产出率高，影响采场生产能力。

（3）当矿石破碎时，凿岩天井的掘进比较困难，炮孔变形也较严重。

总之，对采用水平层落矿方案应持慎重态度。

（三）联合方案的使用条件及评价

目前，我国所应用的联合方案主要有两种类型：一种是垂直层与水平层联合落矿方案；一种是水平层与束状孔联合落矿方案。这两种类型的联合方案，都是旨在适应复杂多变的地质条件，弥补凿岩设备的缺陷；但也体现出因地制宜的精神。

Ⅶ矿甲区在缓倾斜矿体中采用垂直层与水平层联合落矿方案，主要是由于凿岩设备性能的限制。打垂直扇形中深孔的凿岩机是01-43型，孔深以4～5米为宜，当矿体厚度超过8米时，便在上部增加水平深孔。这一方案的崩矿质量好，爆破时对

底部结构的破坏性小，凿岩和装药的操作条件也不错；不足之处是采用两套凿岩设备，使许多工作复杂化。此外，凿岩硐室的通风条件也比较差。

水平层与束状孔联合落矿方案用于Ⅱ矿乙坑。近两年来，已成为该坑的主要回采方案。乙坑采用这一方案，主要是因为矿体形态复杂、产状多变，80%的采场都遇到老硐，位置很不规则，有空有实。在这种情况下，用束状深孔控制老硐周围的矿体，还是比较可行的办法。这一方案的优点是：可根据矿岩的具体情况，灵活地布置采切工程，而且作业比较安全；也可利用老硐作补偿空间或挤压介质。这一方案的缺点是：束状孔布置复杂，凿岩质量要求严格；由于炮孔利用率低，凿岩量约比水平孔增加1/3左右；因为雷管段数多，容易带炮，大块产出率高；而布置在老硐和崩落区周围的巷道、硐室，通风条件一般都较差。此外，采矿方法的结构也比较复杂。

分段崩落法的联合方案，通常都是在特定条件下产生的，但有些特定条件并不涉及方案的本质。例如Ⅶ矿甲区的方案，如果换用一种凿岩设备，用垂直层落矿方案来代替联合方案，同样可以保持底盘脉外采准、分间快速回采的特点。在研究和评价联合方案的时候，对这一点应予以注意。

第二节　阶段崩落法的主要方案

一、我国阶段崩落法方案的特点

从目前应用阶段崩落法的几个矿山来看，回采方案大体有两种类型：一种是深孔或中深孔落矿；一种是浅眼或药室落矿。这两类方案无论采矿方法的结构，还是技术经济指标，都有显著的差异。

深孔和中深孔落矿方案有两个特点：一是水平层落矿占主要地位，二是自由空间爆破也占主导地位。这种状况和矿岩特点、采矿方法演变的历史都有直接关系。例如有些矿山，像Ⅶ矿、Ⅷ

矿的矿石都比较稳固，不论是开凿垂直补偿空间，或者水平补偿空间，技术上都没有什么问题；有些矿山，如Ⅷ矿、Ⅸ矿过去又都采用自由空间爆破的矿房式回采的方法。目前，Ⅸ矿由于矿石比较破碎，已改用了垂直层挤压落矿方案。

浅眼和药室落矿方案有一定的特殊性，是代替方框支柱充填法、分层崩落法和浅眼留矿法而产生的方案。这种方案虽不具备普遍推广的价值，但它们所体现的因地制宜自力更生的革命精神是值得提倡的，而且从这些矿山使用的情况来看，都取得了较好的效果，基本上是成功的。所采用的浅眼和药室落矿方案具有如下的特点：

（1）阶段高度比较低，一般为25～30米，最高不超过40米；

（2）矿体形态复杂，须边探边采。虽然这两种方案的采切工程量甚高，但从某种意义讲，也适应生产探矿的要求；

（3）对于矿体的小分枝，先用其他方法（如方框支柱充填法）回采，剩下比较规整的部份，再运用这两种方案回采；

（4）除了拉底巷道、凿岩巷道、药室平巷外，不需另开补偿空间；上述巷道的体积已占崩落矿体原岩体积的25～30%，同时这些巷道的分布也比较均匀。

下面按照本书方案分类的顺序，结合矿山实例，对各方案作进一步阐述。

二、矿山实例

（一）Ⅸ矿垂直层中深孔侧向挤压落矿方案

提要：极厚矿体，低品位，中等稳固。分段凿岩，按阶段全高落矿。缓沟式底部结构。整体浇灌混凝土支护电耙道。

1．开采技术条件

Ⅸ矿系中温热液细脉浸染型矿床，矿体赋存于花岗闪长斑

岩浸入体与蚀变千枚岩的接触带中。矿体走向大致为东西向，长约××××米，南北宽约××××米，近似水平，垂直厚度30～300米。

Ⅸ矿上部矿体被一山谷分为南、北两矿区，南部矿区为露天开采，北部矿区现为地下开采。

地下开采的范围是185米阶段和125米阶段的一部份（其余部分划归将来的露天采区）。在185米阶段，采区范围长约400米，宽约300米。125米阶段的采区范围，长约350米，宽约200米左右。这两个采区基本上位于两个不同的山头。矿体三面被山谷切断，节理裂隙发育，蚀变强烈，比较破碎。矿石 f＝5～7，中等稳固。围岩为花岗闪长斑岩和千枚岩，一部份是表外矿石，f＝5左右。矿体上部的覆盖岩层厚30～100米，靠近山坡处10～30米。覆盖岩层风化剧烈，节理裂隙发育，易冒落，且块度较小。

2．方案演变过程

该矿某区全部采用阶段崩落法。过去为大补偿空间的水平深孔落矿方案。矿块长38～40米，矿房矿柱各宽7米。在矿房两端每隔6米布置一层凿岩硐室。当矿房采出25～30%的矿量后，剩余矿房矿量和矿柱一次分段爆破。由于矿柱压力很大，经常发生错动，并使底部结构、天井、硐室和炮孔遭到破坏，大块率、损失率、贫化率都很高。经过逐步改进，提出了目前185米阶段采用的垂直层中深孔侧向挤压落矿方案。

3．方案的参数及特点

垂直层中深孔侧向挤压落矿方案的结构，如图Ⅱ—12所示，其参数和特点如下：

第一，阶段高度为60米。沿采区宽度每40米划分一个盘区，盘区尺寸为350×40米^2。沿盘区每15.2米划分一个矿块（采场），矿块尺寸为40×15.2米^2，每个矿块内布置运输平巷，与盘区两端的主运输巷道构成环形运输系统。

第二，采用堑沟式底部结构。底柱高16米，其中上、下底柱

各半。漏斗交错布置，间距5米。斗穿规格为2.5×2.0米²，斗颈为2.0×2.0米²。电耙道（断面2.5×2.0米²）垂直盘区布置，采用浇灌素混凝土支护。各采场的电耙道都和盘区联络道相通。

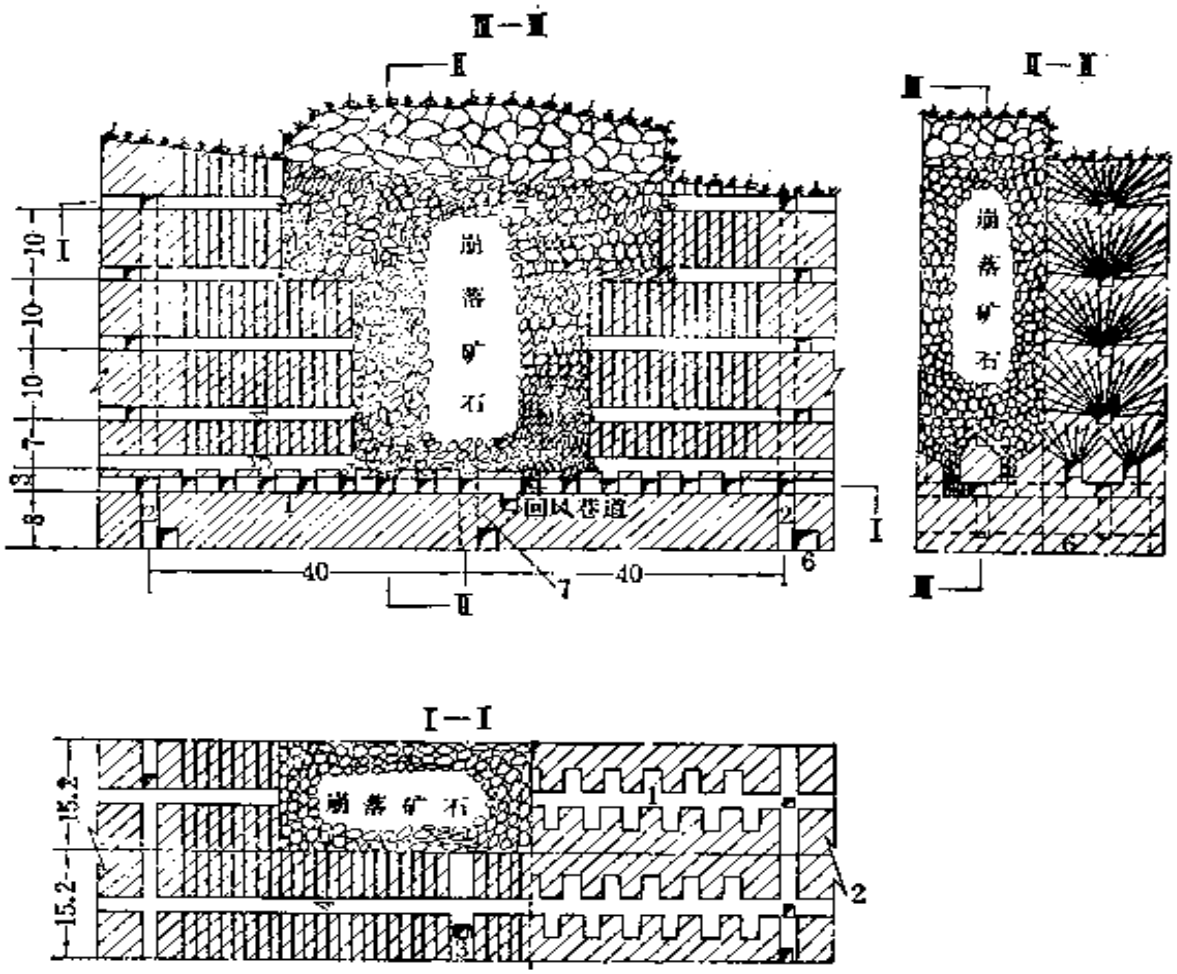


图 Ⅱ—12　Ⅱ矿垂直层中深孔侧向挤压落矿方案

1—电耙道；2—采场溜井；3—人行井（每3～4个采场一个）
4—凿岩巷道；5—堑沟巷道；6—运输平巷；7—提升井（回采时可用作切割井）

第三，本方案为分段凿岩，按阶段全高落矿。凿岩分段的高度是10米。在每个采场的各个分段，均平行电耙道掘凿一条凿岩巷道（断面2.2×2.0米²），并与盘区联络道联通。盘区内每3～4个采场布置一个天井，与上部耙运层和各凿岩分段的联络道贯通，作为人行、通风、材料运输的通道。

第四，采区的回采顺序是两个盘区平行后退式回采，即每次采一对采场。在两个同时回采的盘区交界处，比电耙道底板低2.5米开凿回风平巷，一端打通地表，同时以小井与各采场的电耙道接通。在回风道上部和耙运层的盘区联络道上部，均须留保护矿柱。

第五，在每对采场的交界处，垂直各分段凿岩巷道掘进切割横巷。从切割横巷上掘切割井（有时利用每4个采场所布置的一个提升井作切割井），并布置拉切割槽的垂直平行中深孔。这一部份炮孔和堑沟巷道垂直扇形炮孔，均与采场落矿炮孔同时分段爆破。

第六，凿岩采用01-38型凿岩机，打垂直扇形炮孔。最小抵抗线W＝1.5米。炮孔直径为60～65毫米，深度为6～10米。每米崩矿量4～6吨。采用微差电雷管起爆，导爆线辅助传爆。每次爆破5～8排，即7.5～12米。第一次爆破为切割井爆破，以后均为向松散矿岩挤压爆破。

第七，采用2PKJ-28型电耙绞车和0.3米^{3}耙斗出矿。同时回采的两条电耙道的耙矿方向为反向耙矿。为了保护落矿工程不致被地压破坏，一般在出矿采场和未爆破采场之间要隔一存窿采场。

4．方案的评价和主要技术经济指标

这一方案的爆破，对底部结构的影响很小，作业安全，崩矿质量比较好。但是一个采场内分次爆破，增加了清理凿岩巷道的工作量；矿石稳固性差时炮孔容易变形；大爆破的通风条件比较差；而且挤压面积较小，爆破次数较多；在结构上，还需进一步探讨与完善。

主要技术经济指标如下：

采切比（米/千吨）	8～9
劳动量消耗（工班/千吨）	90
其中：采切	27.5
落矿	32.5
出矿	30

采场生产能力（吨/日）	200～300
损失率（%）	18～20
贫化率（%）	20～30
主要材料消耗	
炸药（公斤/吨）	
落矿	0.34
二次破碎	0.12
采矿成本（元/吨）	
直接成本	2.36
原矿成本	6.65

（二）Ⅺ矿垂直层浅眼落矿方案

提要：用阶段崩落法代替浅眼留矿法，开采很不稳固的小矿体。低阶段，浅眼落矿，分段凿岩，一次爆破。采场内多采用自上而下的爆破顺序。

1．开采技术条件

采用浅眼垂直层落矿的87号矿体为脉状矿化白云岩，走向长800余米，但够工业品位的连续长度仅为240米左右，倾角25°～85°，平均厚5～6米。矿体被老硐破坏，中间穿插有厚10～20厘米的土状氧化矿。矿体出露地表。矿石 f＝4～6，很不稳固；顶、底盘均为白云质灰岩，f＝7～8；层理节理发育，中等稳固；矿体与围岩的界限不明显。

2．方案的参数及特点

87号矿体过去采用浅孔留矿法开采，遇到矿体松散部分安全条件较差，便改为分段法。后来，随着开采范围的扩大，围岩自行冒落，于是又过渡到浅眼落矿的阶段崩落法，如图Ⅱ—13所示。

第一，阶段高30米。采场沿走向布置，长25～35米。每个采场有一双格天井（断面1.5×1.8米^2）。整个矿体从一翼后退式回采，三个采场（一个采准，一个凿岩，一个出矿）构成一个采区。

从采场天井每隔5米掘进一条分段沿脉凿岩平巷（断面2.0×2.0米²）；如矿体厚度超过6～7米，则增加间距为6～7米的穿脉凿岩巷道（断面2.0×2.0米²）。

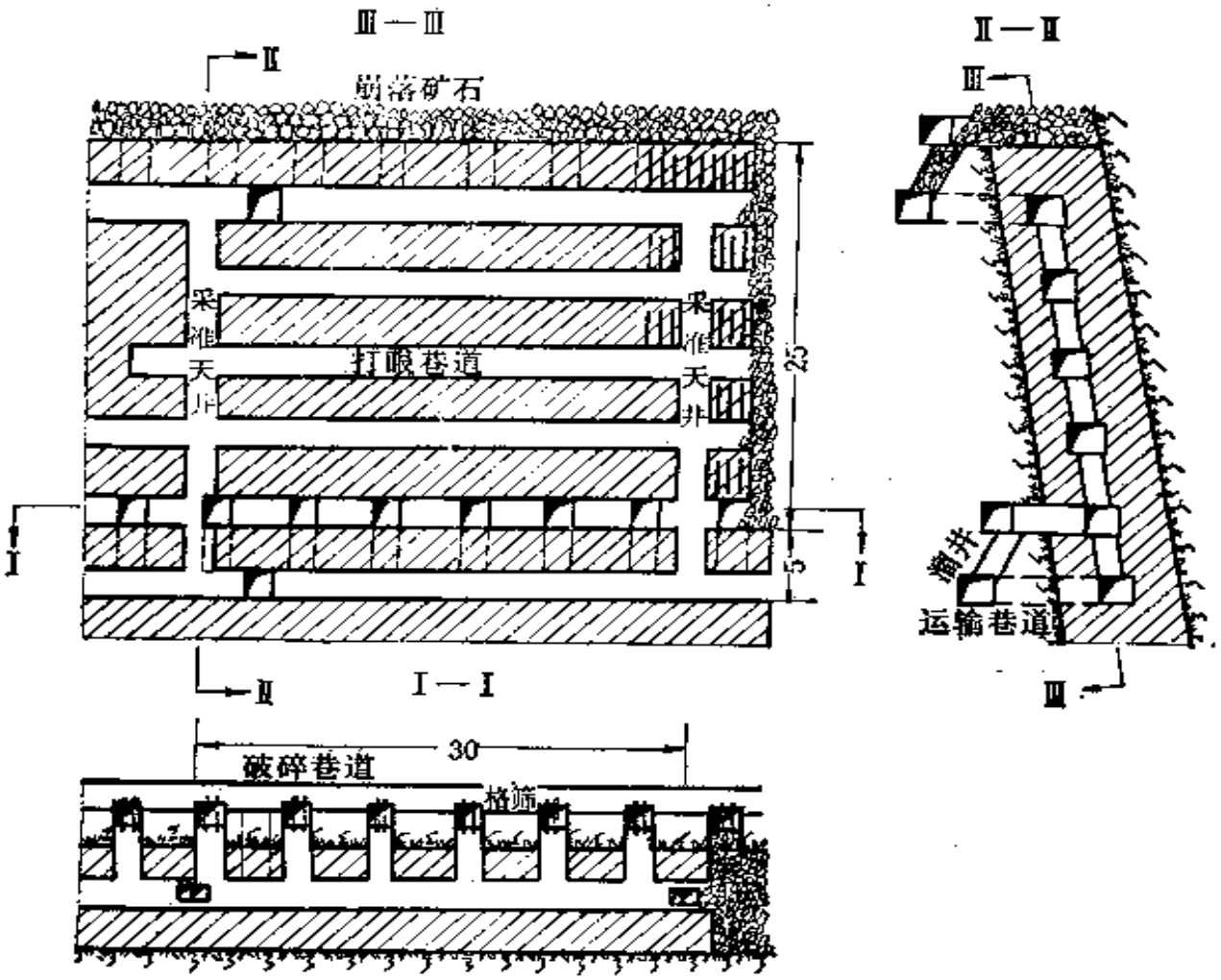


图 Ⅱ—13 Ⅺ矿垂直层浅眼落矿方案

第二，采用格筛巷道和平底式底部结构。

第三，爆破有两种方式：一种是在采场内各凿岩分段呈阶梯状分次爆破，主要用于厚度不大的矿体；一种是每个分段的炮眼作为一段，采场内全部炮孔分段一次爆破，然后集中出矿。后一种方法的爆破顺序又有自上而下和自下而上两种。前者崩矿块度较小，后者爆破比较可靠。生产中多采用自上而下的爆破顺序。

3．方案评价及主要技术经济指标

第一，对于产状和品位变化大、松软破碎的矿体，这一方案能够边探边采，有效地回收资源。其作业的安全性比浅眼留矿法好，效率比分层崩落法高，开采中厚矿体时没有矿石底柱，有利于降低损失率。因此，这种方案在该矿所占比重达30%以上。

第二，采准切割工程量大，千吨采切比为26米左右。由于机械化程度低，每采千吨矿石的劳动消耗量为250工班，因此采矿成本高。

第三，采场生产能力为200吨/日左右。

第四，根据1964～1966年的统计资料，平均损失率10.01%，贫化率33.1%

第五，主要材料消耗：

炸药（公斤/吨）	0.5～0.7
坑木（米³/吨）	0.004～0.006

（三）Ⅶ矿水平层中深孔落矿方案

提要：倾斜厚矿体，品位低，矿体中含夹石较多。顶盘围岩松软。水平中深孔落矿。阶段崩落法的比重约100%。

1．开采技术条件

矿体赋存于花岗岩与板溪系千枚岩的接触破碎带中，分枝复合现象较剧，夹石厚度一般为2～10米。矿体中有用矿物分布不均匀，沿倾斜往下品位逐渐降低。矿体厚度沿走向和倾斜均有变化。×××区矿体走向长×××米，平均水平厚度15米，中部厚达40～60米；×××区矿体走向长×××米，平均水平厚度10米，中部厚达20～40米。两区矿体倾角平均35°～40°。矿石矿化于角砾状绢绿石英岩系中，f＝7～9，中等稳固。矿体顶盘为千枚状页岩、板岩、砂岩，f＝3～5，极易冒落，遇水粘结性很大。千枚岩与蚀变带之间有一成矿后的大断层，其中充满粘土状断层泥，一般即为矿体直接顶板。矿体底盘为石英岩，f＝10～12，坚硬

稳固。底盘围岩与矿体接触线不明显。

2．方案的参数及特点

该矿采矿方法的选择经过了数次变更。投产之前，曾按分层崩落法、充填法、带假顶低分段崩落法、联合法等作了部分采准工程。在此基础上，于1963年进行了采矿方法试验，确定以水平中深孔落矿的分段崩落法为基本采矿方法。在生产过程中，为了进一步降低采切比，减少底柱矿量损失和爆破次数，又逐渐演变为阶段崩落法。

该矿所用阶段崩落法的主要特点是水平补偿空间，水平扇形中深孔落矿，整个矿块一次爆破，其参数如下：

第一，沿矿体走向划分矿块，长50米、宽等于矿体的水平厚度，高50～60米(阶段高40米加上阶段顶盘三角矿柱)。阶段底柱高12米，其中下底柱 6 米。电耙道（2×2米^2）沿走向布置，间距为10～12米。漏斗排列形式主要受通风联络道的限制，大体呈对称布置，间距 5～6 米，斗穿和斗颈规格均为2×2米^2。由于矿体倾角较缓，为了减少底盘矿石损失，布置2～3层底盘沿脉电耙道。根据矿体不同厚度，在第一层耙运水平，平行布置2～5条电耙道，以增加本阶段回采矿量。电耙绞车设在矿块中央，矿石由两端向中间耙运，经溜井放至阶段穿脉运输巷道。在阶段运输水平，顶、底盘沿脉巷道与间距为50米的穿脉巷道构成环形运输系统（图Ⅱ—14）。

在矿块中央掘进底盘脉外人行、材料、进风天井(断面1.5×2.5米^2)，以联络平巷（断面1.8×1.8米^2）与各层电耙道联通；在矿块两端布置底盘脉外回风天井，以回风平巷（断面1.5×1.8米^2）与各层电耙道端部联接，污风经回风平巷和天井汇集于专用的主回风巷道，再经主回风井排出地表。为了重点解决第一耙运层多条电耙道的通风问题，在靠近顶盘的穿脉运输巷道中开凿进风小井，并以进风联络道联通每条电耙道。

第二，从拉底层上掘凿岩天井（断面2.5×2.5米^2）。凿岩天

井的位置，主要根据炮孔深度分布均匀，矿石稳固性好坏等因素确定。补偿空间的大小为崩落矿体体积的20～25%。为适应缓倾斜矿体有效崩矿高度的变化，补偿空间的高度也应满足不同崩矿高度的要求。补偿空间形成的方法有浅孔爆破和中深孔爆破两种；当空间高度不大时，一般均采用浅眼上挑的方法。补偿空间的水平暴露面积大于1000米^{2}时，则沿矿体走向或垂直走向留临时矿柱。

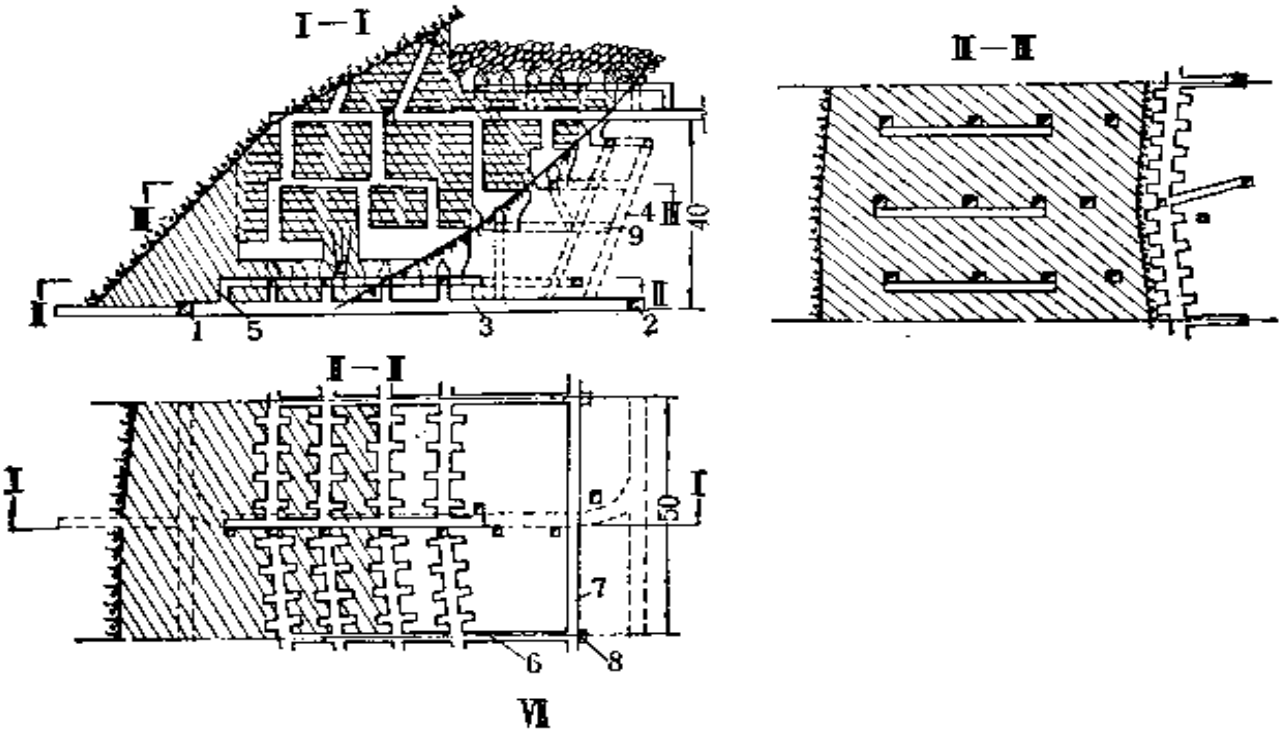


图 Ⅱ—14　Ⅶ矿水平层中深孔落矿方案

1—脉内运输平巷；2—脉外运输巷道；3—穿脉运输巷道；4—人行、材料进风天井；5—进风小井；6—回风联络道；7—专用回风道；8—回风道天井；9—联络道

第三，采用01-38型凿岩机凿岩，钎头直径65毫米。最小抵抗线W＝1.5～1.8米，孔底距为（1～1.2)W，平均孔深8米左右，最大孔深不超过13米，炮孔一般均带8°～10°的仰角。采用微差雷管多排同段起爆，在阶段全高上一次爆破。

第四，出矿设备为28吨电耙绞车，0.3米^{3}耙斗。由于爆破时大块产出率较高，而顶盘千枚岩都呈粉状，渗透性很强，故采用

了自上而下、由远而近的不等量均匀放矿制度，以尽可能地保持废石接触面呈水平下降。用土火箭处理漏斗悬拱，效果良好。

阶段崩落法的一般优点，在该矿也基本上体现出来，但也存在一些急需解决的问题。如大块产出率高，损失贫化大，矿块生产周期长，不能分采等。该矿正在寻求解决上述问题的更好采矿方案。

3．主要技术经济指标

采切比（米/千吨）	13
劳动消耗量（工班/千吨）	141
其中：采切	104.3
落矿	20.7
出矿	16
采场生产能力（吨/日）	250～300（指一条电耙道）
损失率（%）	30
贫化率（%）	20
主要材料消耗	
炸药（公斤/吨）	
落矿	0.35
二次破碎	0.45
坑木（米^3/吨）	0.0006
采矿成本（元/吨）	
直接成本	2.8
原矿成本	9.0

（四）Ⅱ矿水平层深孔落矿方案

提要：极厚矿体，低品位，中等稳固。整构式底部结沟。中央天井、水平层深孔落矿。

1．开采技术条件

见本节阶段崩落法实例（一）。

2．方案的参数及特点

该矿××区185米阶段采用水平层深孔落矿方案，如图Ⅱ--15

所示。其参数和特点如下：

第一，阶段高度为60米。沿采区宽度每40米划分一个盘区，盘区尺寸为400×40米。在盘区内再划分矿块，矿块尺寸为40×32米。每个矿块内布置两条电耙道，间距16米。电耙道两端以盘区联络道联通。在阶段运输水平，沿盘区布置的沿脉运输平巷与盘区两端的穿脉主运输平巷构成环形运输系统。

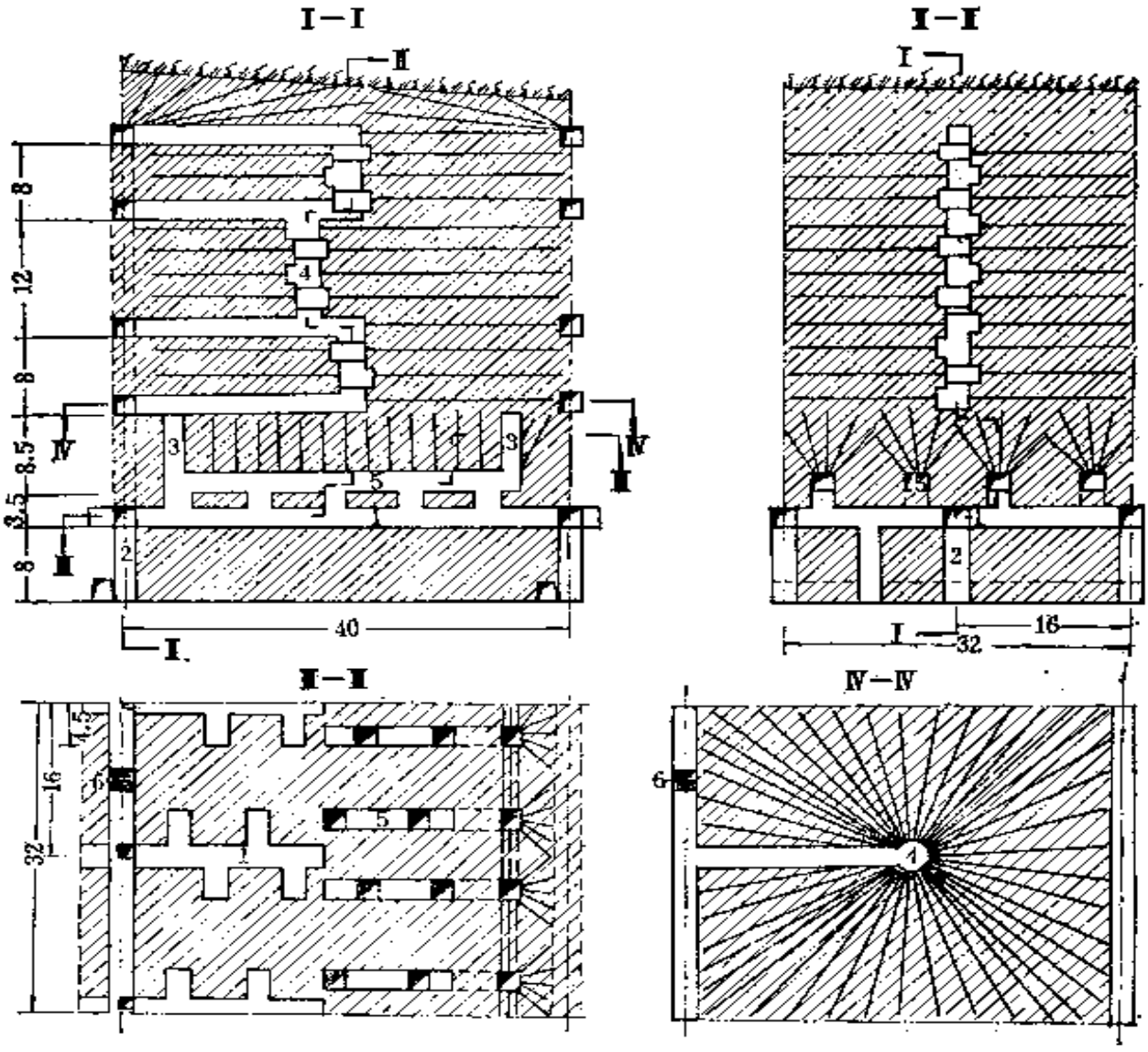


图 Ⅱ—15　Ⅱ矿水平层深孔落矿方案

1—电耙道；2—采场溜井；3—堑沟切割井；4—凿岩天井和硐室；5—堑沟巷道；6—人行井

第二，采用堑沟式底部结构。底柱高16～18米，其中下底柱高 8 米，上底柱高 8～10 米。漏斗口交错布置，间距 7 米，斗穿规格2.5×2.0米^2，斗颈规格 2.0×2.0 米^2，电耙道（断面2.5×2.0米^2）垂直盘区布置，采用浇灌素混凝土支护。

第三，在采场中央布置凿岩天井，并每隔2.5～3.0米交错布置凿岩硐室。为避免装药时作业全部集中在一个天井内，将天井分为三段，每段高8～12米，分别与不同标高的盘区联络道联通。每两个矿块布置一个人行、通风、材料运输天井，与各层盘区联络道贯通。

第四，采区的回采顺序是两个盘区平行后退式回采。

第五，采用YQ-100型钻机打水平扇形深孔，炮孔直径100～110毫米，炮孔深度为 12～26 米，炮孔一般带3°左右的仰角。最小抵抗线为2.5～3.0米。每米崩矿量为10～15吨。拉底与堑沟切割采用 01-38 型凿岩机打垂直扇形中深孔一次形成，一般与落矿同时分段爆破。采用微差电雷管起爆，导爆线辅助传爆，按阶段全高一次爆破。

第六，采用2PKJ-28型电耙绞车和0.3米^{3}耙斗出矿。

3．主要技术经济指标

采切比（米/千吨）	7 米左右
劳动量消耗（工班/千吨）	77.5
其中，采切	23.5
落矿	24
出矿	30
采场生产能力（吨/日）	200～300
损失率（%）	20～25
贫化率（%）	20～30
主要材料消耗	
炸药（公斤/吨）	
落矿	0.3
二次破碎	0.14

采矿成本（元/吨）

直接成本	2.36
原矿成本	6.65

（五）X矿甲坑药室落矿方案

提要：该矿用药室落矿阶段崩落法开采松散、很不稳固的矿体。采用低阶段。用导爆线和火花起爆的爆破方法。

1．采用药室落矿的开采技术条件

三号矿体为土状氧化矿。走向长50～60米，厚度25～50米，倾角60°～75°；矿石松软不稳固，f＝2～4；矿体的围岩内断层、节理比较发育，顶盘围岩能随矿石的崩落而自然冒落。矿体与围岩界限明显。围岩不含品位。

2．方案的参数及其特点（图Ⅱ—16）

第一，阶段高度为25米。各药室层之间的垂直距离为6～7米。

第二，电耙道（断面2×2米^2）垂直于矿体走向布置，间距为12.5米，采用密集木支护。底柱高6米。漏斗对称或交错布置，间距5～7米，斗穿规格1.8×2米^2，斗颈规格1.5×1.5米^2。由于矿石多呈松散的土状，块度很小，而崩落岩石的块度很大，于是便可利用这一特点来降低废石混入率。为此，通常开凿一对放矿溜井，在距电耙道底部2～3米处贯通，并装有格筛，矿石经格筛进入矿石溜井，而废石由筛上溜入废石溜井。

第三，在施工过程中，将2～3个漏斗颈加高到各药室层的标高，作为掘进药室平巷和药室的人行、通风、运料、放矿的通道。药室层的主巷（断面1.8×2米^2）是垂直矿体走向布置，支巷（断面1.5×1.8米^2）是沿走向布置。支巷间距7～8米。在支巷中每隔5～7米布置一个1×1米的药室。

第四，拉底有两种方式。一种是用拉底巷道（断面2×2米^2）将各漏斗贯通，并按落矿范围全部拉成“格子”形，在拉底巷道

之间的间柱上打浅眼（有时为减少浅眼数量而采用药壶），这是一般经常采用的拉底方式。另一种是用方框支柱法拉底，这是为了保证拉底的质量和有足够的补偿空间，使用1.5×1.5×2.1米³的方框回采1～2层（根据矿石不同的稳固程度，全面回采或留间柱），支架在爆破时炸毁。

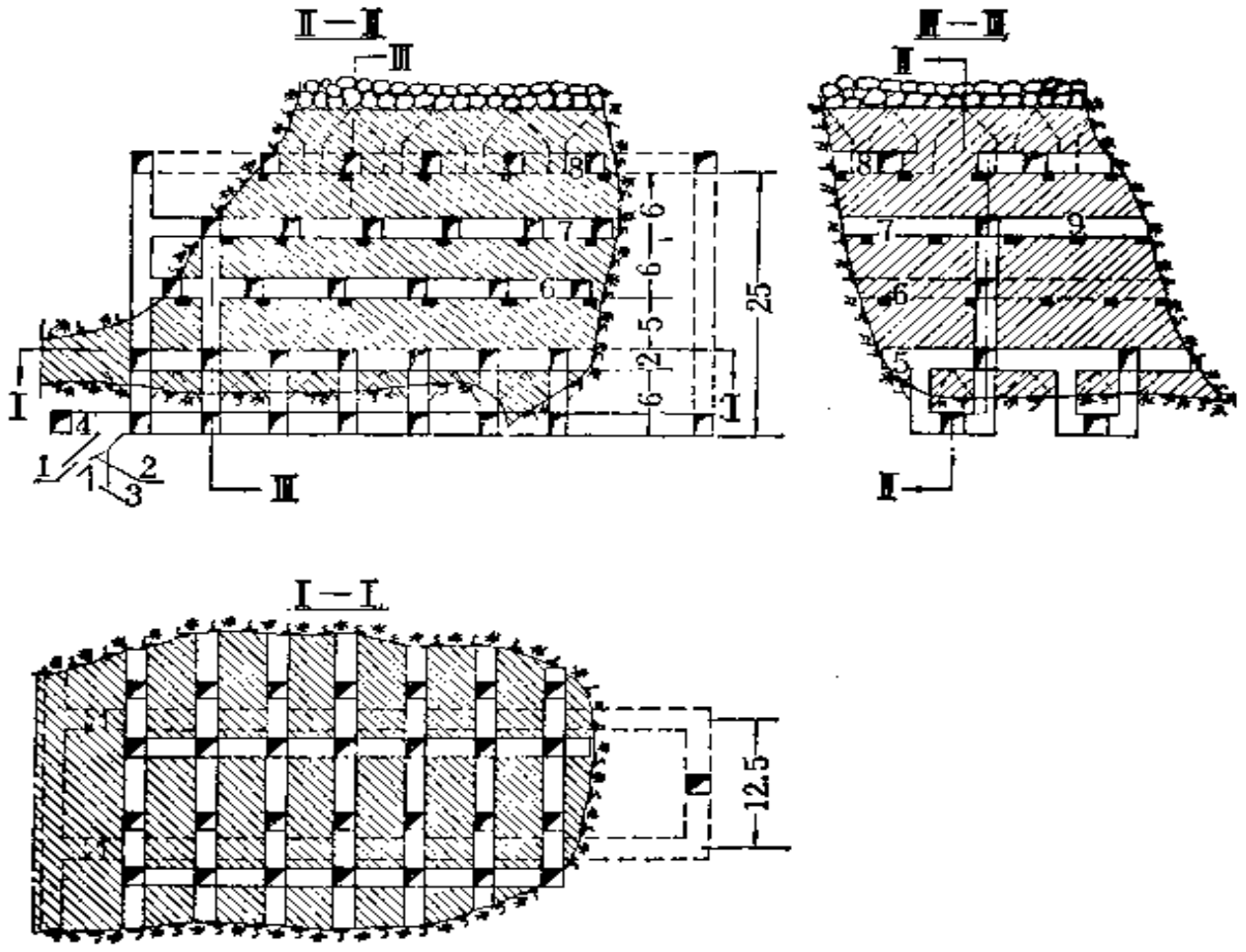


图 Ⅱ—16　X矿甲坑药室落矿方案

1—废石溜井；2—格筛；3—矿石溜井；4—电耙巷道；5—拉底水平；6、7、8—药室水平；9—药室

第五，采用导爆线传爆和火花起爆的爆破方法。拉底层与扩漏同时爆破作为第一段，其它每一药室层为一段，以导火线的长度控制段数，各层同时点火，每层仅用3～4个火雷管。

第六，出矿用14 瓩电耙绞车，0.15 米³耙斗。为了便于电耙

道的维护，采取后退式按顺序逐段放矿的制度。

3．方案的评价

（1）该矿曾在类似的条件下采用过深孔落矿方案，由于矿石松散，成孔率低，装药困难和凿岩设备的限制，没有获得预期效果。后来改用药室落矿方案，基本上是成功的。此种药室落矿的阶段崩落法在该坑的比重占10%。

（2）这个方案的装药、爆破等工艺简单，作业安全。

（3）采准切割工作量大，千吨采切比高达37.2米；电耙道木棚支护需常更换，维护工作量大；每采千吨矿石的劳动消耗量高，约为300工班/千吨。

（4）损失率15%左右（估计指标）；废石混入率18.3～32.7%，平均为25.4%（系1970年实测指标）。

4．主要技术经济指标：

采切比（米/千吨）	37.2
劳动量消耗（工班/千吨）	300
采场生产能力（吨/日）	100～200
损失率（%）	15
贫化率（%）	25.4
主要材料消耗	
炸药（公斤/吨）	
落矿	0.25
二次破碎	0.2～0.3
坑木（米^3/吨）	0.0135

（六）Ⅷ矿垂直层与水平层联合落矿方案

提要：倾斜厚矿体。盘区聚矿巷道和溜井化采准采统。垂直层与水平层联合深孔落矿。强制放顶。

1．开采技术条件

采用阶段崩落法的东矿段，矿体赋存于闪长岩侵入体与青龙群灰岩的接触带，为矽卡岩型矿床。按工业指标圈定矿体，产状

多变，分枝复合形态比较复杂，分采有一定困难。考虑到夹石均为表外矿石，所以现在采用混合开采方案。于是作为厚大的倾斜矿体来开采，但平均地质品位降低了30～40%。

矿体走向长×××～×××米，最大水平厚度达100米，倾角30°～40°；矿石 f＝12～14，坚硬稳固。矿体顶底盘围岩为矽卡岩、大理岩和闪长岩， f＝8～16，除闪长岩外均很稳固，须强制放顶；矿体与矽卡岩的接触线不明显，围岩含品位；矿体距地表10～25米，为不稳固的风化矽卡岩层（ f＝4～7）所覆盖。

2．采矿方法的演变过程

原设计按照分采的设想，针对不同类型的矿体，推荐采用以下几种采矿方法：房柱法、浅眼留矿法、分段法和阶段矿房法。在施工过程中，通过对矿体的进一步揭露，发现其形态非常复杂，赋存要素变化很大，分采的设想很难实现。考虑到矿体之间的夹石均为表外矿，靠近接触线处品位还比较高，同时矿体距地表很近，覆盖岩层又不稳固。因此，投产后便决定混合开采，并改用以垂直中深孔分段落矿的阶段崩落法为基本方法。它比原设计推荐的方法效率高，成本低，作业安全，出矿品位也能满足生产要求。后来经过逐步改进，演变为目前所用的垂直中深孔和水平深孔联合落矿方案。其所占比重1970年为82%，1971年为53.9%，1972年为66%。

3．方案的参数和特点

第一，阶段高30～40米。采用盘区聚矿巷道和溜井化采准系统。沿矿体走向每90米划分一个盘区，在运输水平下5米处，于盘区中央掘进沿走向的聚矿巷道。每一盘区分为六个采场，采场面积30×(30～40)米^2。将原有探矿穿脉（间距为20～25米）巷道加密，作为电耙道，其间距为10～12.5米。由于矿体倾角较缓，在底盘脉外布置一条沿脉电耙道，其位置一般比穿脉电耙道提高10米左右（图Ⅱ—17）。各穿脉电耙道的绞车硐室用联络道连通，作为人行、通风和搬运设备的通道。底柱高6米。漏斗交

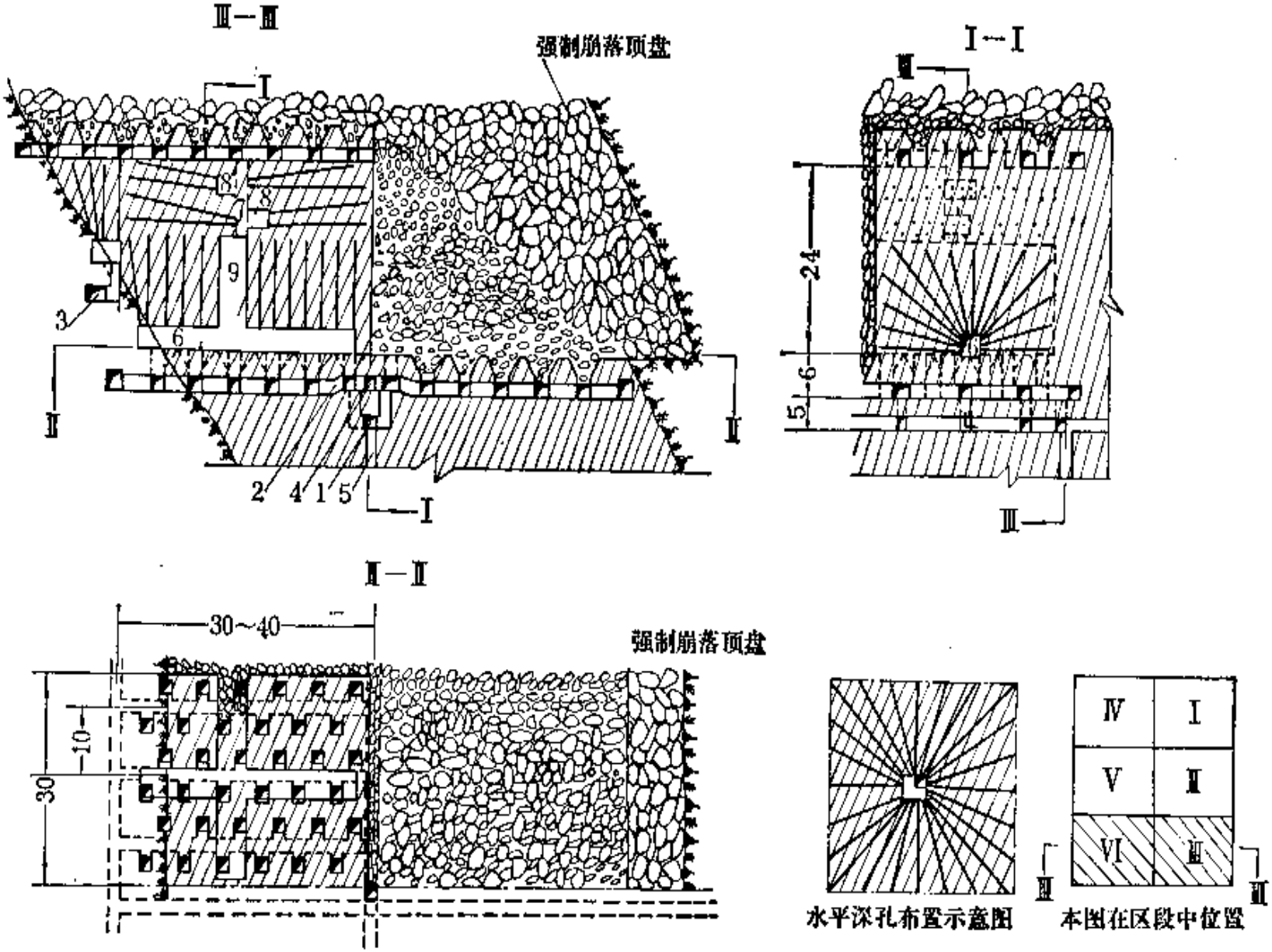


图 Ⅱ—17 Ⅷ矿垂直层与水平层联合落矿方案

1—采矿巷道；2—电耙道；3—沿脉电耙道；4—联络道；5—溜井；6—拉底巷道；7—切割天井；8—凿岩硐室；9—切割槽

错布置，间距5～6米。电耙道、斗穿、斗颈的规格均为2×2米^2。各采场的矿石都通过聚矿巷道，用电耙耙入溜井，放至主运输阶段。为保护耙运层联络道，其两侧的漏斗先不扩大，作为临时矿柱，待整个盘区放矿结束后，再行扩漏和回收上部的松散矿石。

第二，在每个采场的切割层布置“十字”交叉拉底巷道（断面3.5×3.0米^2），在拉底横巷中掘进切割天井，并在其上部布置两个凿岩硐室（容积3.5×3.5×3.0米^3）。补偿空间的形成有两种方式：一是沿走向的垂直补偿空间，长30米，宽3～5米，高12～15米，用深孔凿岩分次爆破；二是水平矿房式补偿空间，长30米，宽10～20米，高8～12米。拉底层2～2.5米用浅眼爆破，其余部分则用垂直平行中深孔一次即发爆破。补偿空间为崩落矿体体积的25～33%。

第三，采用YQ-100型钻机凿岩。采场下部10～12米在拉底巷道中打垂直扇形深孔，排距2.2～2.3米，孔底距2.4～2.6米，最大孔深13～18米。上部则在每个凿岩硐室中布置两排仰角为5°～10°的水平扇形深孔，排距2.2～2.5米，孔底距2.4～2.8米，孔深15～20米，每米崩矿量10～13吨。整个采场一次爆破。

第四，因为顶盘岩石很稳固，须强制放顶。放顶的方法是在顶盘围岩中开凿凿岩硐室，用YQ-100型钻机打两排15～20米深孔，排距4～5米，孔底距4.5～5.5米，与采场落矿同时爆破。

第五，这一方案具有采切工程量低、劳动生产率高、作业安全的优点。由于采用了多排同段爆破，简化了爆破工艺，改善了崩矿质量，从而使采场生产能力得到提高。盘区聚矿巷道和溜井化采准系统，简化了矿石的运输环节，降低了运输费用。

第六，存在的主要问题：

（1）通过聚矿巷道的矿石，难以按电耙道计量，放矿管理比较复杂；

（2）在溜井化运输系统中，由于利用探矿穿脉作电耙道，

凿岩用水和地表崩落区的涌水比较集中地沿电耙道、聚矿巷道和溜井下到主运输阶段，在放矿过程中曾多次发生水、泥浆和矿石混合流体冲坏溜井闸门和堵塞巷道的事故，严重的影响生产和安全。

4．主要技术经济指标

采切比（米/千吨）	8.7～12.0
劳动消耗量（工班/千吨）	70.5～95.7
其中：采切	43.5～60
回采	27.0～35.7
采场生产能力（吨/日）	250～350
损失率（%）	8～10
贫化率（%）	15～30
主要材料消耗	
炸药（公斤/吨）	
落矿	0.47～0.50
二次破碎	0.13～0.20
坑木（米³/吨）	0.006～0.001
采矿成本	
直接成本（元/吨）	2.45～2.78

三、各种方案的使用条件及评价

1．深孔、中深孔落矿的阶段崩落法，主要用于开采低品位的厚大矿体。对于急倾斜矿体，要求其厚度在15～20米以上；而对于倾斜和缓倾斜矿体，其水平厚度应不小于20～25米。此外，阶段崩落法的每个漏斗平均负担的矿量较多，放矿周期较长，不适用于地压大的矿山。当矿石稳固性较差时，垂直层落矿比水平层落矿更易于保证崩矿质量和底柱的稳定，因此，前者的采场生产能力、损失率、贫化率等项指标也比较好。

浅眼落矿和药室落矿方案，可用于开采矿岩破碎、走向长度不大、中厚以上的低品位矿体，但是阶段高度不宜很大。在这样

一些特定的条件下，此类方案获得了比较好的效果。六十年代初期，我国有些矿山也曾采用过药室落矿的阶段崩落法，但由于地质条件不适合，参数选择不合理，以及技术管理方面存在的问题，损失率和贫化率均高达40%以上，而趋于失败。

2．目前个别矿山所用的中深孔垂直层落矿方案，在采矿方法的结构上还不很完善。例如，由于分段凿岩巷道平行电耙道布置，带来了许多问题：

（1）挤压爆破的面积大为减小，不能充分发挥挤压爆破的优越性；

（2）一个采场必须分多次爆破，使爆破后清理凿岩巷道的繁重工作量增加很多；

（3）开凿了许多盘区联络道，但大爆破的通风问题还没有得到很好解决。倘若每个盘区在各凿岩分段，垂直电耙道布置两条凿岩巷道，并打通地表，不但工程量可以减少，而且上述问题也有可能获得基本的解决。再则，在极厚或水平矿体中，为保护盘区联络巷道而留的上部矿柱，在损失率中占很大的比重，也是应当重视和加以解决的问题。

3．水平层落矿方案中也存在类似的问题。中深孔方案的结构在技术上虽然比较完善，但采切比接近于分段崩落法的水平，使采矿方法的综合劳动生产率降低很多，不能充分体现阶段崩落法的优越性。在深孔方案中，炮孔布置形式影响崩矿质量；盘区矿柱没有采取措施回收；漏斗间距过大，使漏斗负担面积达到50多米^2。所有这些因素，对于改善损失贫化指标都是极为不利的。

4．深孔、中深孔落矿的阶段崩落法，具有采准、切割工程量低的优点，与分段崩落法比较，一般可降低25～50%。深孔、中深孔落矿的阶段崩落法，还具有更高的劳动生产率，例如Ⅷ矿，Ⅸ矿包括从采准到出矿的采矿方法综合劳动生产率，可达10～14吨/工班，比采用分段崩落法的矿山高50～100%。除此以外，阶段崩落法也具有成本低、作业安全的优点，对于开采低

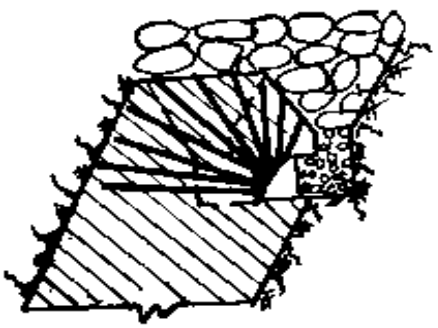
品位的厚大矿体，不失为一种有效的方法。

第三节　底柱回采

用有底部结构强制崩落法开采急倾斜矿体时，都留有矿石底柱。这部分矿体被采切工程纵横穿插，经常受到放矿过程中矿石的冲击磨损和二次破碎的强烈震动与破坏，回采条件很差。由于它所占的矿量较多（分段崩落法底柱矿量可达20～30%，阶段崩落法的上部底柱矿量也达10%左右），回采效果好坏，不但直接影响资源回收，而且也是大块率产出高低的主要因素之一，因而底柱回采具有十分重要的意义。

1．桃形矿柱和漏斗间柱回采

这一部份矿柱，一般都是从电耙道打垂直扇形或束状中深孔，与下分段相应的采场同次分段爆破。有时为防止地压的破坏，提前将底柱爆破。



图Ⅱ—18　桃形矿柱和漏斗間柱回采方法示意图

图Ⅱ—18表示桃形矿柱和漏斗间柱采用同方向垂直扇形中深孔爆破的情况。垂直扇形中深孔的排距一般为1.2～1.4米，漏斗间柱中间增加一排加强炮孔。

有时由于电耙道坍塌或漏斗无法封闭，只能另外开掘凿岩巷道。

有些矿山，例如Ⅱ矿甲坑，由于矿石破碎和电耙道内密集木支架的阻碍而无法凿岩，桃形矿柱和漏斗间柱只能靠自然冒落，造成难以有效回收的局面。

桃形矿柱的深孔凿岩，通常在放矿结束后进行。因此，在电耙道出矿收尾时，必须将矿石耙净，封好漏斗，并对遭受不同程度破坏的电耙道和漏斗口进行适当的处理，因之辅助工作量相应增大。

2．电耙道间三角矿柱的回采

（1）从电耙道开凿一专门的凿岩硐室，用深孔爆破，见图Ⅱ—19。这种方法用于深孔落矿方案的底柱回采。其优点是增加的工程量不多，凿岩也比较方便；缺点是炮孔较深，大块率高。

（2）如果采用堑沟式漏斗，可以在打堑沟炮孔的同时，将三角矿柱的炮孔一并施工，并与堑沟炮孔同时爆破，削掉三角矿柱的脊峰，如图Ⅱ—20所示。也可以掘进垂直堑沟的凿岩巷道，打平行堑沟的扇形炮孔，而与堑沟炮孔同次分段爆破，如图Ⅱ—21所示。这种方法不需要增加或只需要增加少量工程，而且三角矿柱未遭破坏，设计炮孔的实现率高，爆破块度小。但是只能削掉堑沟以上的三角矿柱脊峰，下分段的炮孔仍需加深。由于电耙道间的三角矿柱脊峰已被削掉，电耙道的桃形矿柱受压较大，矿石松软的电耙道，不宜采用此方案。

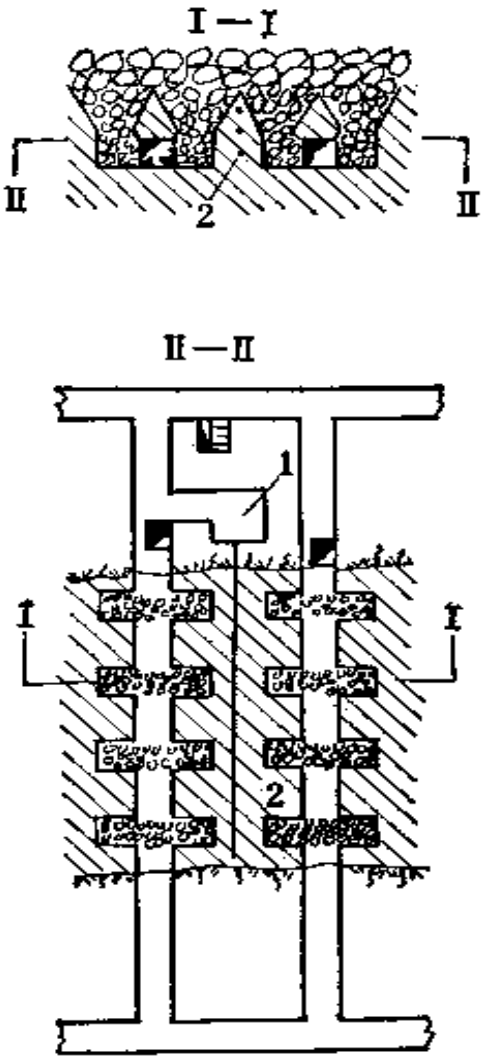


图 Ⅱ—19 电耙道间三角矿柱回采方法之一

1—深孔凿岩硐室；2—炮孔

（3）从下分段向上掘进凿岩天井，直通至三角矿柱部位，并将天井上部扩大成凿岩硐室，在三角矿柱中沿电耙道方向凿垂直扇形或束状中深孔，如图Ⅱ—22所示。此种方法工程量虽略有增加，但炮孔布置较理想，不过开凿硐室时因为两边是出矿结束

的电耙道，所以应谨慎施工。

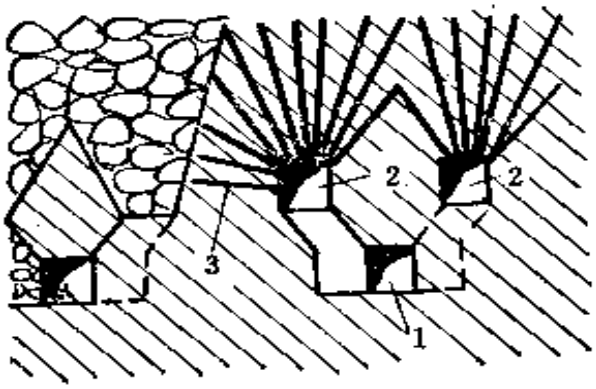


图 Ⅱ—20 电耙道间三角矿柱回采方法之二

1—电耙道；2—堑沟巷道；3—三角矿柱炮孔

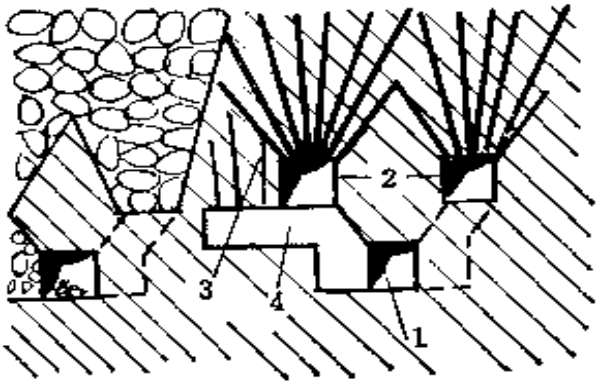


图 Ⅱ—21 电耙道间三角矿柱回采方法之三

1—电耙道；2—堑沟巷道；3—三角矿柱炮孔；4—凿岩巷道

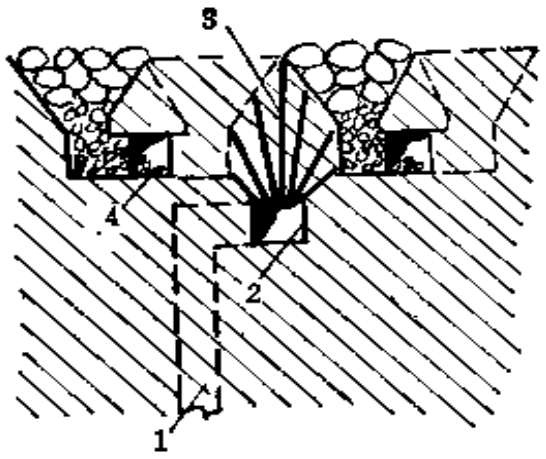


图 Ⅱ—22 电耙道间三角矿柱回采方法之四

1—凿岩天井；2—凿岩巷道；3—三角矿柱炮孔；4—电耙道

为了便于了解我国有底部结构强制崩落法的使用情况，特将其主要技术经济指标汇总于表Ⅱ—2中。

表Ⅱ—2 主 要 技

矿山名称	采矿方法	回采方案	采切比 (米/千吨)	劳动量消 (工班/千吨)		
				采切	落矿	出矿
Ⅰ矿	分段强制崩落法	垂直中深孔侧向挤压落矿方案	14	77	40	48
Ⅱ矿甲坑	同上	垂直深孔侧向挤压落矿方案	21.3	66	15	28
Ⅲ矿	同上	垂直中深孔切割井落矿方案	15	94	83	40
Ⅳ矿甲区	同上	垂直中深孔切割井落矿方案	30.5	—	—	—
Ⅳ矿乙区	同上	垂直深孔切割槽落矿方案	22.9	73.5	51	14.2
Ⅴ矿	同上	垂直中深孔切割槽落矿方案	34～42.2	110～145	89	
Ⅱ矿甲坑	同上	水平层深孔落矿方案	23	70	16	28
Ⅵ矿甲区	同上	垂直层与水平层联合落矿方案	27～34.4	99.1	23.5	73.2
Ⅱ矿乙坑	同上	水平深孔与束状深孔联合落矿方案	22	58	18	25
Ⅸ矿	阶段强制崩落法	垂直层中深孔侧向挤压落矿方案	8～9	27.5	32.5	30
Ⅺ矿	同上	垂直层浅眼落矿方案	26	—	—	—
Ⅶ矿	同上	水平层中深孔落矿方案	13	104.3	20.7	16
Ⅸ矿	同上	水平层深孔落矿方案	7	23.5	24	30
Ⅹ矿甲坑	同上	药室落矿方案	37.2	—	—	—
Ⅷ矿	同上	水平层与垂直层联合落矿方案	8.7～12	43.5～60	27～35.7	

注：1. 采场生产能力指一条电耙道的能力，下同；

2. 采场生产能力，按电耙开动台日计算。

术　经　济　指　标

耗	采场生产能力	损失率	贫化率	主要材料消耗				采矿成本（元/吨）	
合计	（吨/日）	（%）	（%）	炸药（公斤/吨）		坑木（米³/吨）	水泥（公斤/吨）	直接成本	原矿成本
				落矿	二次破碎				
165	250	15.56	22.57	0.51	0.162	0.000325	2.955	2.05	7.15
109	254	10.4	25.3	0.2	0.063	0.0105	—	2.95	6.5
217	300	19.63	26.03	0.479	0.26	0.00024	3.15	1.8	8.72
—	180～200	14.8	10.87	0.254	0.25～0.3	0.0021	—	2.98	8.28
138.7	160～170	18.2	22.6	0.445	0.064	0.001	—	3.9	7.94
199～234	169	9.73	19.7	0.245	0.219	—	—	1.918	12.15～12.87
114	218	10.4	25.3	0.238	0.0725	0.011	—	2.95	6.5
195.8	150～200	25	10～15	0.27	0.125	0.004	3.5	2.66	—
101	150～180	20～22	32	0.35～0.4	0.065	0.0305	—	—	6.01
90	200～300	18～20	20～30	0.34	0.12	—	—	3.36	6.65
250	200	10.01	33.1	0.5～0.7		0.004～0.006	—	—	—
141	250～300	30	20	0.35	0.45	0.0006	—	2.8	9.0
77.5	200～300	20～25	20～30	0.3	0.14	—	—	2.36	6.65
300	100～200	15	25.4	0.25	0.2～0.3	0.0135	—	—	—
70.5～95.7	250～350	8～10	15～30	0.47～0.5	0.13～0.2	0.001～0.006	—	2.45～2.78	—

第三章　采准与切割

采准切割工作是有底部结构强制崩落法的一个极为重要的环节。首先，这种采矿方法的采准切割工程量比较大，占用的劳动力比较多。根据我国矿山统计资料，分段强制崩落的采准切割工程量一般为15～22米/千吨，而开采缓倾斜中厚矿体时，则高达27～42米/千吨。阶段强制崩落法的采准切割工程量大体在10～15米/千吨左右，而其中的浅眼和药室落矿方案，亦高达35米/千吨以上。采准切割工程所消耗的劳动量，一般占本采矿方法生产过程总劳动量的一半左右。其次，这种采矿方法的采准切割工程布置和施工顺序是否合理，施工质量是否合格，不仅影响劳动生产率及经济效果，而且还直接影响矿石的损失、贫化指标。

有底部结构强制崩落法的采准工程，包括为矿块服务的阶段运输系统、耙运层的放矿和耙矿系统、采场通风系统以及人行和运料的联络系统的井巷工程。切割工程则包括拉底巷道、堑沟巷道、切割井巷、凿岩井巷及硐室等。

扩漏和形成补偿空间也是切割工程的一部分，但由于施工条件和方法不同于一般巷道掘进，因此这部分工程往往单独计算，称为切采。切采有时在落矿之前完成，有时与落矿同次分段爆破。

第一节　采　准　工　程

采准工程的布置主要取决于矿体赋存要素(矿体形状、厚度、倾角)，矿岩稳固性，阶段生产能力，回采方案，运输设备类型，以及安全及通风防尘的要求。

一、阶段运输巷道

我国大多数使用有底部结构强制崩落法的矿山，为了提高采

场生产能力和适应这种采矿方法溜井多的特点，在阶段运输水平采用了环形运输系统。一些原设计采用沿脉和尽头式穿脉装车运输系统的矿山，也都在生产中进行了改造。

在环形运输系统中，有穿脉装车和沿脉装车两种形式。Ⅰ矿为典型的穿脉装车环形运输系统，穿脉运输巷道的间距为25～30米，见图Ⅱ－2。Ⅱ矿甲坑为典型的沿脉装车环形运输系统（如图Ⅲ－1所示），其穿脉运输巷道间距为60～80米。有些矿山的环形运输系统中，既有穿脉装车，也有沿脉装车。

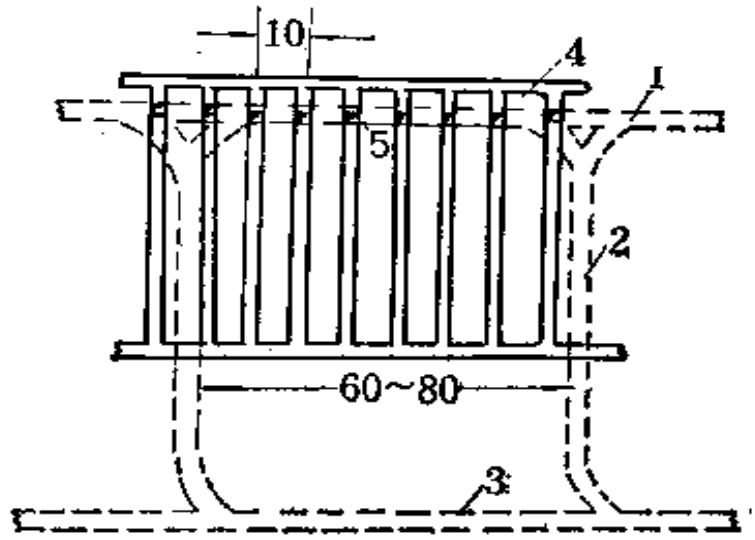


图 Ⅲ—1　Ⅱ矿甲坑沿脉装车环形运输系统示意图

1—顶盘沿脉巷道；2—穿脉巷道；3—底盘沿脉巷道；4—顶盘联络道；5—溜井

穿脉装车环形运输系统具有以下优点：

（1）采场溜井均布置在穿脉巷道内，运输受装载工作的干扰小，因此阶段运输能力较大；

（2）穿脉巷道间距小，有利于探矿；

（3）开采易自燃矿床时，如遇发火，火区封闭比较容易。

但是，此种运输系统也具有一定的缺点：

（1）采准工程量较大；这是因为：

①穿脉装车一般要求采场溜井闸门布置在穿脉巷道的直线段，因之增加了穿脉巷道的长度；

②穿脉巷道的间距必须与分段（阶段）的电耙道间距（当电耙道垂直走向布置时）或耙运距离（当电耙道沿走向布置时）相适应，一般均不超过25～30米，所以增加了穿脉巷道的数量。

（2）如果采场的新风是由穿脉巷道进入，则很难避免通风网路中运输水平角联的有害影响。

优缺点是相对比较而存在，又可在一定条件下相互转化的。因此，在生产中应根据具体情况加以选择。例如，Ⅱ矿甲坑，由于矿岩破碎、地压大，脉内工程的掘进和维护都很困难，然而其作业线较长，在多翼回采的情况下，每翼负担的产量不大，因此采用了顶盘沿脉装车的单轨环形运输系统。Ⅰ矿由于矿体走向长度很短，水平厚度较大，所以采用了穿脉装车的环形运输系统。

底盘脉外运输巷道除供本阶段使用外，一般还作为开采下阶段时的回风巷道，因此，须布置在下阶段岩层移动范围之外；对于厚矿体，还应注意底盘受压引起的破坏范围。

二、采场溜井

采场溜井的布置有三种形式：第一种是电耙道的独立溜井，第二种是矿块分支溜井，第三种是有聚矿巷道的盘区集中溜井。国内一些矿山的采场溜井布置及其断面尺寸，见表Ⅲ—1。

电耙道独立溜井是用得最多的一种形式。主要优点是施工方便，管理容易，出矿强度大，缺点是掘进工程量较大。

矿块分支溜井虽然工程量比较小，但在实际应用中存在以下问题：

（1）当某一电耙道出矿时，溜井内带有粉尘的气浪经分支溜井冲入其它分段巷道，致使采场空气发生严重污染；

（2）在分段崩落法中，特别是有脉外采准工程时，为了减少矿石贫化，只有矿块内各采场的溜井工程和脉外采准工程全部竣工后上部采场方能投产。由于上下采场回采时间相隔比较长，

实际上延长了采场准备周期，增大了采准矿量的保有数量；

表Ⅲ—1　采场溜井的布置及断面

矿山名称	电耙道布置形式	采场溜井布置形式	溜井角度（度）	溜井断面（米²）
Ⅰ　矿	垂直走向	电耙独立溜井	50°～90°	2×2
Ⅲ　矿	沿走向 垂直走向	矿块分支溜井 独立溜井	低溜井>50° 高溜井>60°	2×2 2×2
Ⅱ矿甲坑	垂直走向 沿走向	上下分段相应采场共用一溜井	垂　直	1.8×1.8 1.6×1.6
Ⅱ矿乙坑	沿走向 垂直走向	电耙道独立溜井	>55°	2×2
Ⅳ　矿	沿走向	矿块内各分段共用一溜井	沿矿体倾斜	2×2 1.8×1.8
Ⅴ　矿	沿倾斜	原则上为电耙道独立溜井	垂　直	1.8×1.8
Ⅹ矿甲坑	垂直走向	电耙道独立溜井，下阶段装车	垂直或倾斜	1.5×1.5
Ⅵ矿甲区	沿走向 沿倾斜	电耙道独立溜井	垂直或倾斜	1.8×1.8
Ⅷ　矿	沿走向	有聚矿巷道的采区集中溜井	垂　直	2.5×2.5
Ⅶ　矿	沿走向	电耙道独立溜井与矿块分支溜井	>70°	2×2
Ⅸ　矿	垂直盘区	电耙道独立溜井	垂　直	1.5×1.5

（3）分支溜井给采场出矿的计量工作增加了困难，对损失率、贫化率的计算和放矿管理工作都不利；

（4）分支溜井施工比较复杂。

因此，矿块分支溜井一般仅用于中厚倾斜矿体中。

有聚矿巷道的盘区集中溜井，主要用于主运输阶段较高的极

厚矿体，Ⅷ矿便是一个例子（见图Ⅲ—2）。

其优点是：

（1）可以减少溜井的数量。在矿岩非常破碎的情况下，采场溜井的施工和维护均较困难，这一优点就显得更为突出；

（2）易于实现溜井化，以简化矿石运输环节，提高放矿劳动生产率；

但是，这种溜井形式也很难分采场计量，给放矿管理和损失贫化计算增加了困难。如果对坑内水管理不善，很容易影响主运输阶段的生产和安全。

应当指出分段崩落法最下一分段和阶段崩落法的采场溜井（底盘电耙道溜井除外），由于溜井短，贮矿量少，采场耙矿与运输装车互相制约，根据Ⅲ矿和Ⅰ矿部分采场统计，最下一分段电耙道的生产能力比上分段降低11～24%。为了解决这个问题，有些矿山采取了增加阶段底柱高度的措施，如Ⅱ矿将阶段底柱高度由7米加大到9～13米。也有的矿山（如Ⅲ矿）采取适当增加下分段的溜井数目，缩短耙运距离，提高耙矿效率的方法，达到减少耙运之间的矛

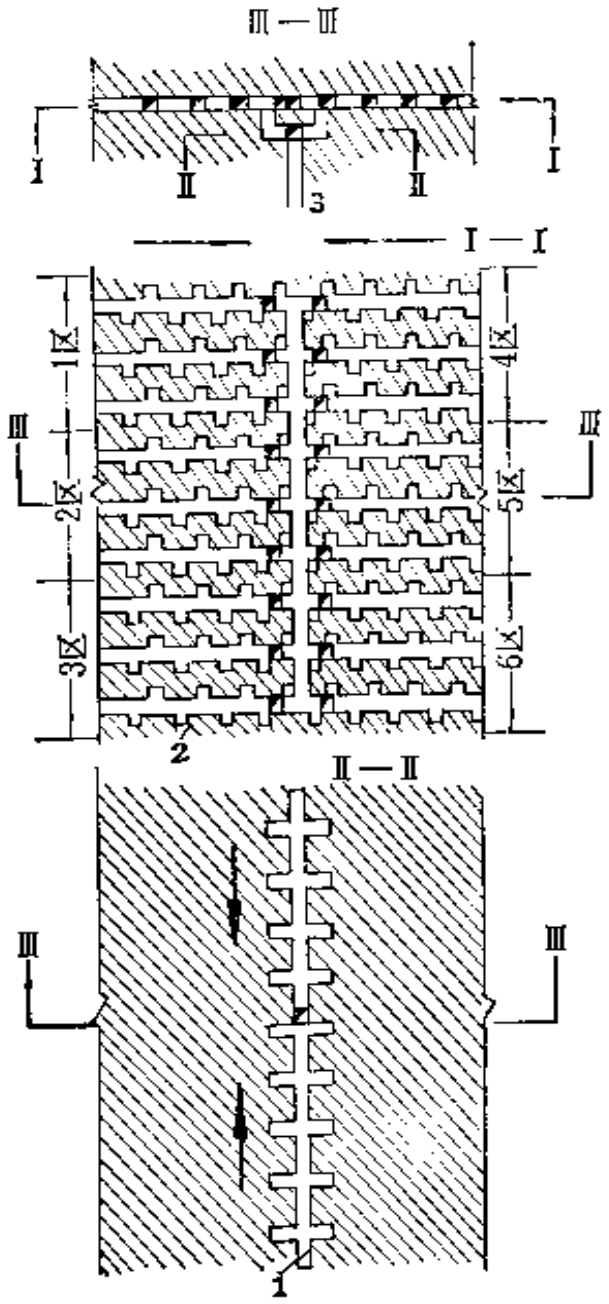


图 Ⅲ—2 Ⅷ矿有聚矿巷道的盘区集中溜井

1—电耙巷道；2—聚矿巷道；3—盘区集中溜井

盾。

采场溜井与电耙道联接处如不安装格筛，则应掘成小口或用混凝土锁口，以保证作业安全和防止耙斗在运行中由于操作疏忽而掉入井内。

在阶段运输巷道内，相邻溜井闸门之间的距离，最好是矿车长度的倍数，以便有可能同时装两辆以上矿车，以提高出矿强度。

溜井有垂直溜井和倾斜溜井，一般尽可能采用垂直溜井以便于施工。当使用倾斜溜井时倾角应大于60°。溜井接近运输巷道处，一般应开凿长约3米、倾角约45°的倾斜巷道，以免因矿石突然冲击砸坏闸门。

三、采准天井及联络巷道

采准天井及联络巷道的主要作用是供人行、通风和运送设备材料。目前有两种布置形式：一为矿块式布置，一为采区式布置。前者应用较为广泛；后者有利于采场设备材料提升运搬的机械化。Ⅱ矿甲坑、Ⅷ矿、Ⅳ矿甲区等矿山在不同规模上应用了采区式布置。Ⅱ矿甲坑还在耙运层的联络道内铺设轨道为材料运送和设备搬运创造了更为有利的条件。

第二节 底部结构

底部结构是有底部结构强制崩落法的主要构成要素之一，包括切割层以下，二次破碎巷道底板以上的矿柱（或岩柱）和其中的巷道。它的作用是受矿、放矿、二次破碎以及向运输水平耙矿。中厚、倾斜和缓倾斜矿体的底部结构工程一般布置在底盘脉外，不留矿柱。

底部结构工程约占采场采准、切割掘进总量的50%左右。其布置的合理与否及施工质量的好坏直接关系到采场的生产能力、矿石的回收效果、出矿作业的安全和采出矿石的成本。因此，它

必须适应覆盖岩石下的放矿特点，并满足掘进量小、施工方便、底柱矿量少、稳固性好、放矿能力大和作业安全等要求。

底部结构有两种形式：一种是电耙底部结构，另一种是格筛底部结构。格筛底部结构掘进量比电耙底部结构一般要大20%左右，材料消耗和维修工作量亦较大。但是，这种底部结构易于实现均匀放矿，对覆盖岩石下放矿的管理工作较为有利。我国有底部结构强制崩落法的矿山，绝大多数采用电耙底部结构，只有个别使用阶段崩落法的矿山，如Ⅻ矿在缺少电耙设备的情况下，应用了格筛底部结构（见图Ⅲ—3）。

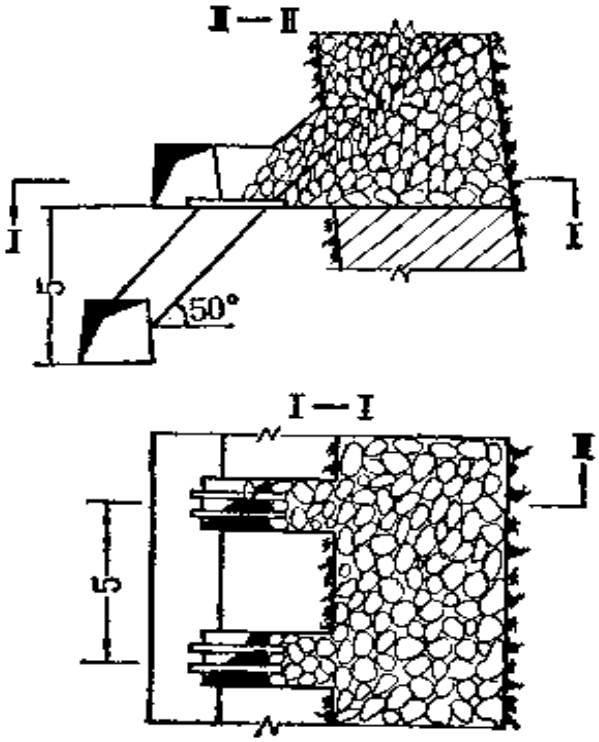


图 Ⅲ—3 Ⅻ矿格筛底部结构图

以下仅就电耙底部结构加以阐述。

一、电耙底部结构的布置

电耙底部结构的电耙道可以沿走向布置，也可以垂直走向布置，主要根据矿体厚度和倾角来选择。

1．厚矿体的底部结构一般多垂直走向布置电耙道。实践证明，它具有以下优点：

（1）可以利用底部结构的工程控制矿体边界，有利于探采结合。当矿体边界变化较大时，漏斗的布置易于适应矿体的变化，因此矿石的损失贫化较小；

（2）如果矿体走向较长，电耙道沿走向布置时，为了保护

各电耙道之间的通风联络巷道(一般沿走向每隔30～40米一条)，必须将通风联络道附近的漏斗间距加大一倍左右，因而漏斗脊部损失矿量较大。而采用垂直走向布置时，耙运层的进、出风联络道均可布置于回采范围之外，有利于资源的回收；

（3）电耙道服务时间短，地压大时容易维护；

（4）采场的通风易于管理，可以避免串联风流，通风条件较好；

（5）相邻采场作业相互干扰较小；

（6）当矿体内有沿走向老硐或较大断层裂隙时，采用穿脉电耙道易于穿过和处理。

但是，在放矿管理方面，沿走向布置电耙道的底部结构便于控制由底而顶或由顶而底的放矿顺序，同时当矿体中有垂直走向的老硐和较大的断层裂隙时，底部结构采用沿走向布置的形式还是合理的。

倾斜和缓倾斜厚矿体，除在脉内布置底部结构外，为了回收底盘的三角矿柱，还须根据阶段（分段）的高度、废石切割工程量的大小以及施工条件等因素，确定是在穿脉电耙道内布置脉外受矿漏斗，还是在底盘脉外布置一层和数层沿走向的底部结构（见图Ⅱ—1，图Ⅱ—14）。采用后一种方式时，底盘脉外电耙道在运矿和通风上均须自成系统，因而采准工程量较大。

2．中厚急倾斜矿体采用沿走向布置电耙道的底部结构，一般布置单侧漏斗，矿体较厚时布置双侧漏斗。当采用单侧漏斗时，电耙道可布置在脉内，亦可布置于脉外（见图Ⅲ—4）。

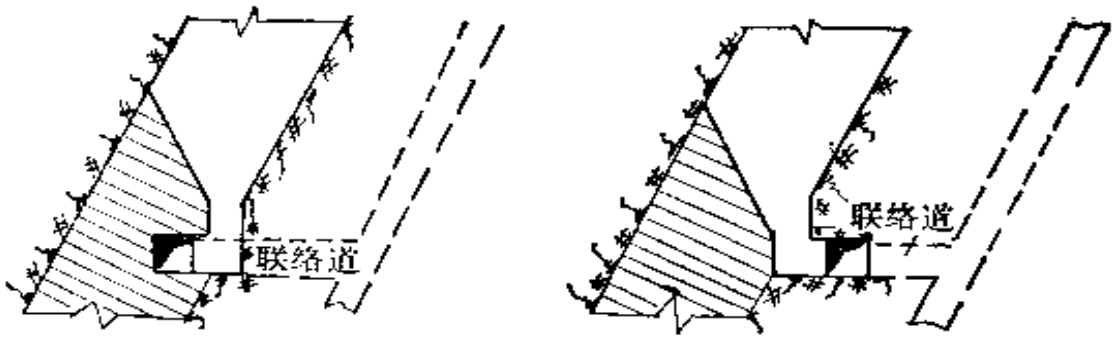
脉内电耙道虽然掘进费用较低，但存在下列缺点：

（1）由于通风天井一般布置于脉外，为保护采场通风联络道，需加大联络道与电耙道相交处的漏斗间距，因而增大了矿石损失；

（2）电耙底柱回收条件较差；

（3）上下分段（阶段）相互制约，下分段（阶段）必须等

上分段（阶段）出矿结束后才能进行回采。



（1）电耙道布置在脉内　　（2）电耙道布置在脉外

图 Ⅲ—4　中厚急倾斜矿体电耙道位置示意图

因此，一般以布置脉外电耙道为宜。中厚倾斜矿体布置电耙道时亦应注意上述问题。

3．中厚缓倾斜矿体的底部结构均位于底盘脉外，并切割一定量的废石。底部结构有沿矿体倾斜（垂直走向）和沿矿体走向两种布置形式，前者具有可避免串联风流，采场通风条件好；相邻采场作业相互干扰小；耙矿效率高等优点，但亦存在耙矿和二次破碎作业安全性差，钢绳磨损快的缺点。当矿体倾角小于25°时，一般选用沿倾斜布置底部结构的方案。

4．布置电耙道时一般还应注意以下几点：

（1）为了充分放出最后一个漏斗的矿石，挂滑轮巷道的长度不应小于5.5～6.0米；

（2）电耙绞车硐室长度以4米左右为宜，这样可以改善安全操作条件和减少矿尘的危害。为了加大耙斗的装满系数，电耙绞车硐室底板一般应低于电耙道0.3～0.5米，绞车硐室附近应设二次破碎爆破器材硐室和电气开关壁龛；

（3）电耙道与采场溜井交接处应适当加宽以利人行。

二、电耙底部结构的参数

采场底部结构是出矿的咽喉。它经常受大爆破和二次破碎爆破的冲击，承受着采场上部松散矿岩的静压力和动压力，因此，加强底部结构的稳固性，减少或避免在出矿过程中维修电耙道，是提高采场生产能力和降低矿石损失的重要因素。但片面地为增加稳固性而过大地加大底部结构尺寸或缩小巷道的规格也会导致采场出矿强度降低，回收效果恶化。因此，根据具体情况，正确地处理各种矛盾，辩证地选定底部结构的参数，具有十分重要的意义。

电耙底部结构的主要参数包括：底部结构的高度，电耙道的间距，电耙耙运距离，漏斗布置形式和间距，以及电耙道、斗穿、斗颈的规格等。目前国内矿山底部结构的实际参数见表Ⅰ—2。

（一）底部结构的高度和形状

这是一个综和性的参数，它取决于受矿部分的结构类型，漏斗布置形式，漏斗与电耙道的相对位置及底部结构工程的规格等因素。

1．受矿部分的结构类型。从国内矿山使用的情况来看，受矿部分的结构类型可分为堑沟结构与漏斗结构两类。从表Ⅰ—2可知，绝大多数采用漏斗结构的矿山，底部结构高度为5～7米；而采用堑沟结构的矿山则高达10～11米。底部结构增高，主要是由于使用中深孔开凿堑沟对其稳固性影响较大，而堑沟开凿后造成桃形柱的孤立，进一步削弱了底部结构的强度。

堑沟结构与漏斗结构相比，具有以下一些优点：

（1）将扩漏、拉底和落矿合为一道工序，简化了回采工艺，使扩漏、拉底工效接近回采工效，提高了劳动生产率；

（2）在堑沟巷道内凿岩，施工安全，易于保证施工质量；

（3）底柱矿量虽然较大，但由于形状规则，比较好回收。

总的看来，堑沟结构在矿岩比较稳固的条件下可以推广。I矿在矿体厚度大矿岩不甚稳固的情况下，采取加强电耙道维护的措施，也成功的应用了堑沟结构。

但如底部结构处于脉外，采用堑沟结构时必然使废石切割量增大，因此在缓倾斜矿体中以采用漏斗和堑沟混合结构为宜（见图Ⅲ—5）。

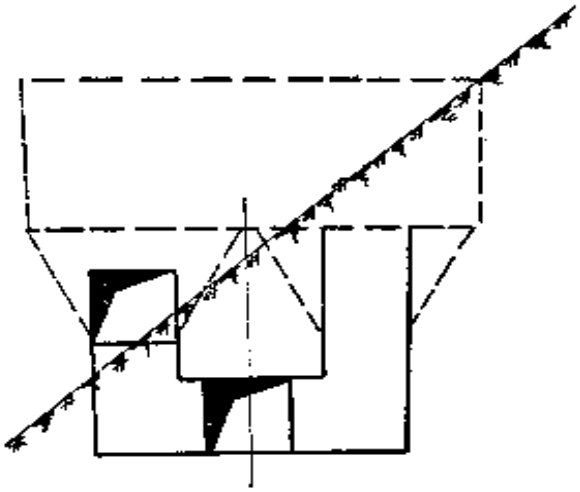


图 Ⅲ—5 漏斗和堑沟混合底部结构

2．漏斗的布置。崩落采矿法是处于覆盖岩石下放矿，每个漏斗放出的矿石只是一近似椭球体内的矿石，且放出角一般都在70°～80°左右。所以，漏斗的布置应当适应放矿过程中矿石移动的规律。为了降低开采过程中的损失和贫化，要求：

（1）漏斗分布均匀，在便于施工，保持底部结构稳固性的前提下，采用较小的漏斗间距，布置足够数量的漏斗，以消除放矿过程中的死角和减少漏斗脊部矿石的损失；

当采用双侧漏斗时，有交错布置和对称布置两种形式。两者对比，前者漏斗分布比较均匀，存留在漏斗脊部上的矿石量少，对回收矿石有利。同时，这种布置形式对底部结构的稳固性破坏较小，而且电耙道内矿堆堆积高度也较低，耙斗通行便利。在采用木材或金属支架的电耙道内，不宜布置交错漏斗。因为电耙道内矿堆交错分布、使耙斗不能保持直线运行，容易耙倒支架，同时支架架设困难，稳固性也差。

国内采用崩落法矿山的漏斗间距，一般为5～6米，过小则漏斗间柱遭受破坏，削弱了底部结构的稳固性。

（2）放矿漏斗的轴心线最好正对松散矿石的脊峰。因此，上下阶段或分段的电耙道一般采取交错排列的方式。

（3）根据崩落法在覆盖岩石下放矿的特点，漏斗坡面角一般为60°～70°，以增加底部结构的稳固性和有利于放矿。

（4）为了便于放矿管理，实现均匀放矿和避免在溜井闸门处破碎大块，一般应尽量避免布置“对口漏斗”（即漏斗正对采场溜井口）。当不可避免地出现“对口漏斗”时，最好在采场放炮前先用木材和钢筋封斗，或将斗颈透拉底水平（或堑沟巷道）的最后一炮，先打好眼，待其它漏斗出矿结束后再放炮与采场贯通，此“对口漏斗”内的矿石可由该电耙道内的相邻溜井放出，也可利用原溜井，在经常充满矿石的条件下放出。

3．漏斗与电耙道的相对位置。这是关系到桃形矿柱的稳固性和电耙道内矿堆高度的重要参数，而矿堆高度又直接影响电耙耙矿效率和人员通行是否便利。在崩落法中，漏斗轴线与电耙道中心的距离，一般为2.5～4.0米，较大的数值可使桃形矿柱具有较好的稳固性。也有些矿山在不很稳固的矿石中，采用提高斗颈的办法，以保证桃形矿柱具有足够的稳固性。然而，斗颈过高，往往增加大块卡斗的高度，造成二次破碎作业安全条件进一步恶化。漏斗轴线与电耙道中心线的距离，取决于下列因素：

（1）松散矿岩的自然安息角。我国多数矿山松散矿石的自然安息角为38°～45°。在其它条件不变时，自然安息角愈大，漏斗轴线与电耙道中心线的距离愈小。如果漏斗处于较空的情况下进行回采大爆破，爆炸气浪将矿石冲入电耙道，这时矿堆的高度要比按自然安息角堆成的高度大得多。Ⅷ矿为消除这种影响，将扩漏炮孔的爆破，安排在回采爆破的最后一段，结果不仅降低了矿堆高度，而且还改善了扩漏的质量；

（2）所要求的矿堆宽度。矿堆宽度一般为电耙道宽度的1/2～2/3，Ⅲ矿因岩石比较稳固，电耙道较高，矿堆宽度与电耙道宽度相同。其它条件不变时，矿堆宽度愈宽，漏斗轴线与

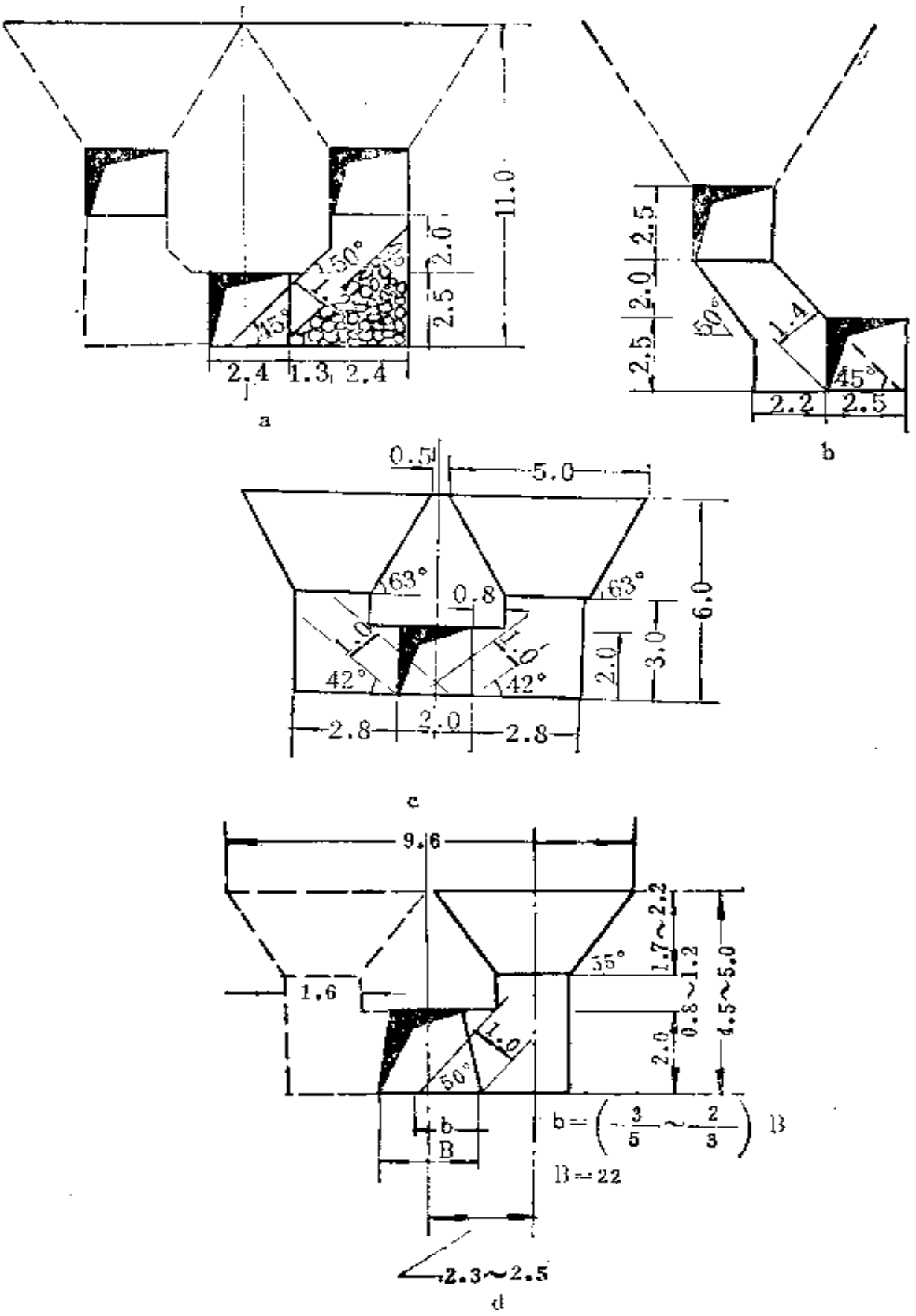


图 Ⅲ—6　漏斗与电耙道相对位置示意图

a — Ⅰ矿放矿口结构；b — Ⅲ矿放矿口结构；c — Ⅶ矿放矿口结构；
d — Ⅵ矿放矿口结构

电耙道中心的距离愈小。在确定矿堆宽度时，应考虑漏斗形式和斗穿口磨损对矿堆分布形态的影响。采用对称布置的漏斗时，矿堆的高度比较高；在松软破碎的矿石中，斗穿与斗颈交接处在出矿过程中因磨损破坏而增高，从而使矿堆宽度、高度加大，甚至使电耙道发生堵塞。

（3）电耙道的规格。规格较大，矿堆的允许堆积高度也可以大一些。

图Ⅲ—6为几个矿山漏斗与电耙道相对位置示意图。

（二）电耙道间距与耙运距离

1．电耙道间距的大小，直接关系到底部结构的稳固性和回收矿石的效果。影响电耙道间距的主要因素有：

（1）矿岩的稳固性。特别是采用中孔凿岩的堑沟结构时，由于中孔爆破对底部结构的稳固性影响较大，要求相邻两堑沟巷道间的矿柱宽度保持在4米以上。

（2）底部结构的高度及漏斗和电耙道的相对位置。当底部结构高度一定，电耙道垂直走向布置并在穿脉巷通装车时，确定电耙道间距要注意到放矿溜井所需要的倾角。

在满足上述要求的条件下，电耙道间距应采用最小值，这对降低放矿过程中的损失、贫化是有利的。国内矿山的电耙道间距多数为10米，也有采用12米和15米的。

2．国内矿山电耙道的耙运距离，一般为25～55米；倾斜电耙道的耙运距离达到60～70米（见表Ⅰ—2）。

耙运距离是影响电耙效率的重要因素之一。随着耙运距离的增加，电耙效率急剧降低。图Ⅲ—7为28瓩电耙效率随耙运距离变化的关系曲线。

耙运距离过长，则电耙道负担矿量增大，电耙耙矿效率降低，随之而来的是电耙道出矿周期增长。如果电耙道位于破碎矿岩中，巷道的维护工作量必然显著增大，甚至在出矿尚未结束时就发生倒塌而损失大量矿石，并使采场生产衔接发生危机。电耙道

过长也给放矿工作带来困难。由于司机看不清矿堆，往往造成较远漏斗不能按均匀放矿要求出矿，影响放矿管理。但是，耙运距离过短也会出现采掘比增大，采准周期增长的问题。在极厚矿体中耙运距离的缩短，还必然导致脉内通风联络道数量的增加，为保护通风联络道而造成的矿石损失也随之增大。当矿岩破碎时，由于联络道数量的增加，溜井数势必增多，这样就使下分段矿石过早地遭到破坏，给回采工作造成更大的困难。

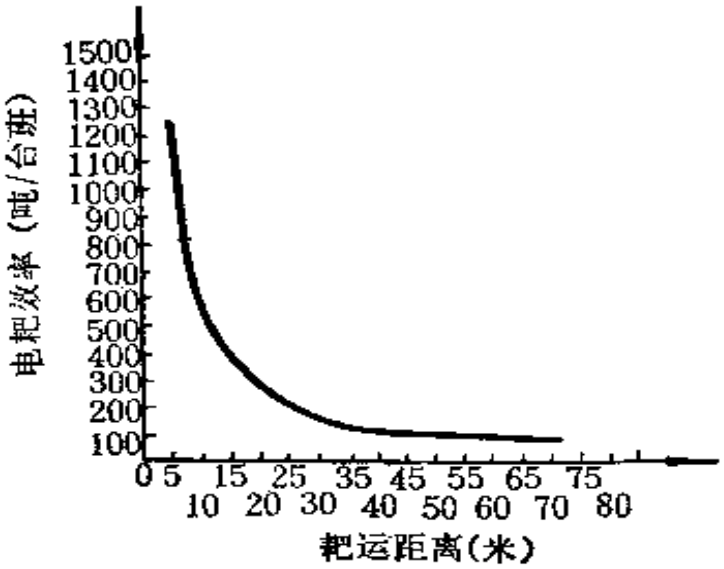


图 Ⅲ—7 电耙效率与耙运距离的关系曲线

因此，合理地确定耙运距离，是提高采场生产能力，减少矿石损失，降低采矿成本的重要环节。在一般情况下，采用28瓩电耙时，耙运距离以25～40米为宜。

（三）电耙道、斗穿、斗颈的规格

从表Ⅰ—2可以看出，我国矿山电耙道规格大多数为2×2米^2，斗穿、斗颈规格为2×2米^{2}或1.8×1.8米^2。近年来，有些矿山加大了底部结构内工程的尺寸，使电耙道和斗穿、斗颈的规格达到2.5×2.5米^{2}左右。

电耙道、斗穿、斗颈规格的增大，削弱了底部结构的稳固性，但是由于适当增加了放矿口的宽度（由1.8～2.0米增加到2.4～2.5米）和漏斗有效高度（由一般的0.5～1.0米增加到1.2～1.4米），大大提高了松散矿石的流通性，减少了处理大块卡斗的二次破碎次数。因此，适当增大底部结构中工程的规格对保持

底部结构的稳固性又是有利的。此外，增大底部结构内工程规格还具有下列优点：

（1）由于电耙道矿堆增大和处理卡斗等辅助作业时间的减少，电耙道出矿能力大为提高；

（2）由于减少了处理卡斗和进漏斗进行二次破碎的次数，改善了出矿工人的作业条件，安全生产更有保证；

（3）电耙道规格加大，使人行、通风、设备搬迁、巷道修理都较为方便。

但是，加大电耙道、斗穿、斗颈的规格后，掘进费用稍有增加，出矿过程中封斗较为困难，利用大块卡斗的可能性减少，对控制均匀放矿不利。

从我国矿山的情况来看，底部结构位于较稳固的矿岩中，以采用较大规格的电耙道、斗穿和斗颈是比较适宜的。如矿岩较破碎，或矿石爆破性较好而大块产出率低，则以采用较小规格为宜。

第三节　采　场　通　风

正确地选择通风方式和通风系统，合理地布置通风工程，加强对通风工作的管理是改善井下劳动条件，保障职工身体健康，保证安全作业，提高劳动生产率的重要措施。采用崩落法的矿山，由于采空区的崩落，通风条件比较困难，因此，应当更加注意做好通风工作。国内很多应用有底部结构强制崩落法的矿山，对改善通风条件做了大量的工作，已经取得了一些经验，但目前仍然存在不少问题。

一、有底部结构崩落采矿法对通风工作的具体要求

（1）原则上应当采用压入式通风。随着回采工作的发展，崩落法将引起地表陷落，随着开采深度的增加，通风网路的阻力也相应增大，当采用抽出式通风时，短路风流较为严重。据Ⅶ矿的测定，抽出式通风主扇的有效风量只有30%左右。因此，当

负压不大时，一般应采用单一的压入式通风；如负压很大，则应采用压入式为主、抽出式为辅的联合通风方式。

（2）主风流方向应与回采顺序相反。崩落采矿法的回采作业线一般呈阶梯状下降。因此，要求主风流方向与回采工作推进方向相反，也就是要求新鲜风流方向应由采准区到回采区，这样才能防止出矿电耙道产生的大量炮烟和粉尘污染工作面。

（3）保证电耙道内的有效风量。由于频繁的二次破碎和耙矿过程中产生大量粉尘，电耙道内经常是炮烟弥漫，粉尘飞扬。某些矿石氧化过程中散发出来的有害气体和热量，也多集聚在电耙道中。所以，电耙道的通风，便成为有底部结构强制崩落法通风工作的重点对象。为了获得较好的通风效果，要求通过电耙道的新鲜风流的方向，必须与耙矿方向相反，同时风速应达到0.5米/秒以上，以迅速排除炮烟、粉尘及其它有害气体，并达到降温的目的。至于凿岩井巷和硐室也应尽可能有新鲜风流贯穿，使凿岩和装药的条件得到改善。

（4）应当避免采用全部脉内采准系统。崩落采矿法采用全部脉内采准系统，实际上不可能形成正规的通风系统，势必出现风流紊乱无法管理的局面。

二、采场通风工程的布置形式

采场通风工程的布置，主要取决于两个因素：第一，电耙道布置形式（沿走向布置还是垂直走向布置）和空间位置（采场内是单层电耙道还是多层电耙道。第二，采用矿块式通风系统还是采区式通风系统。其布置形式主要有以下几种：

（一）电耙道垂直走向布置的采区式通风系统

Ⅰ矿和Ⅱ矿甲坑均属于此种类型。

1．Ⅰ矿的采场通风。图Ⅲ—8所示为Ⅰ矿改进后的通风系统。主风流不经运输水平，而由专用通风井巷直接进入各分段的耙运层顶盘联络道，污风汇集于底盘联络道后，经采区回风天井

排至主回风井巷。这一通风系统，由于开凿了专用通风井巷，使采准工作量略有增加，约为0.2米/千吨，但是它具有以下突出的优点：

（1）减少了漏风，增大了电耙道的有效风量。据测定，电耙道内风速一般可达0.5～0.8米/秒，二次破碎所需通风时间仅1～1.5分钟，含尘量由过去的3～5毫克/米^{3}降低到1.2毫克/米^{3}左右；

（2）避免了运输水平装载工作和竖井提升过程对新鲜风流的污染；

（3）避免了环形运输巷道中有害角联的影响，减少了运输水平的通风构筑物，有利于通风管理。

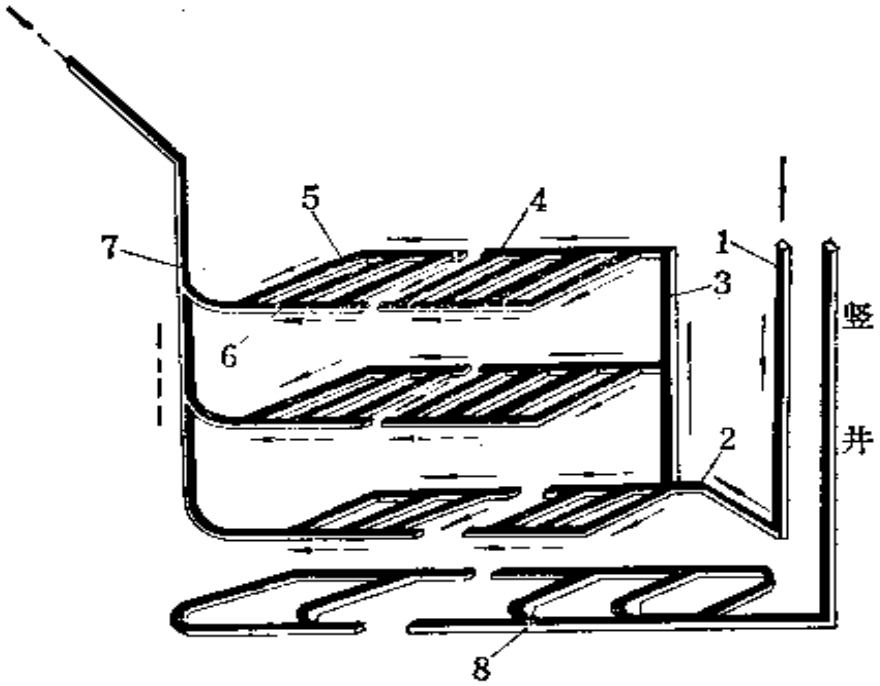


图 Ⅲ—8　Ⅰ矿采场通风系统示意图

1—主进风井；2—专用进风平巷；3—采区进风井；4—耙运层进风联络道；5—电耙道；6—耙运层回风联络道；7—主回风井；8—阶段运输平巷

2．Ⅱ矿甲坑的采场通风。图Ⅲ—9所示为Ⅱ矿甲坑改进后的通风系统。该坑为了适应多翼回采的需要，对原对角式通风系

统进行了改造，增加了专用进风巷道（进风井、阶段石门、顶盘分风平巷及分风井），基本上使三个采区形成了分区并联的通风系统。新风由底盘中央进风井压入后，经运输层和耙运层之间的专用进风穿脉，到达顶盘分风平巷（分风平巷位于耙运层水平，以一段斜井与进风穿脉相连），然后经过一段联络道进入下分段耙运层顶盘联络道，或者经采区交界处的分风井进入上分段的顶盘联络道，供给各电耙道。污风由电耙道汇集于底盘联络道（各采区之间密闭隔离或巷道不贯通），经各采区的回风天井至上阶段回风平巷，分别由北部、中部、南部的永久回风井排

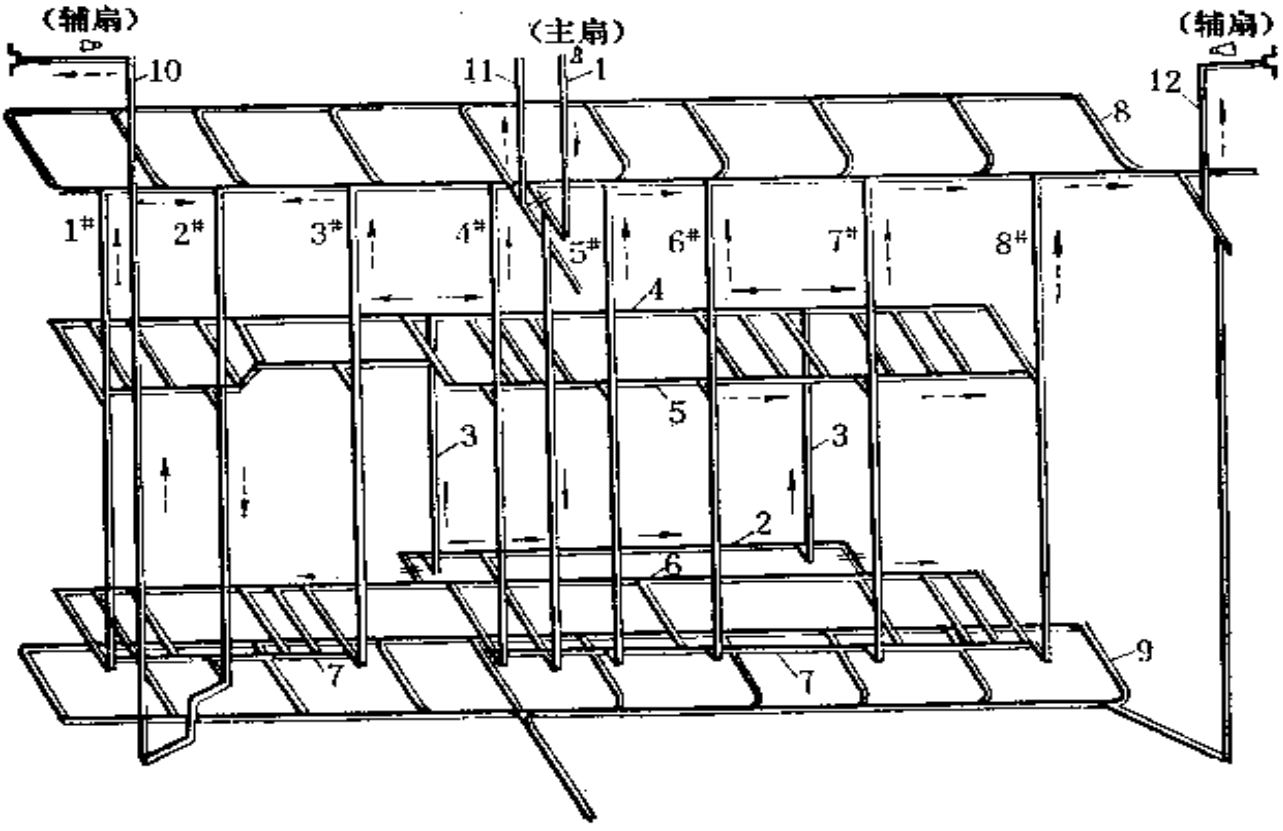


图 Ⅲ—9　Ⅱ矿甲坑通风系统示意图

1—进风井；2—进风平巷；3—分风井；4—一分段耙运层顶盘联络道；5—一分段耙运层底盘联络道；6—二分段耙运层顶盘联络道；7—二分段耙运层底盘联络道；8—五中段运输水平；9—六中段运输水平；10—南部回风井；11—中部回风井；12—北部回风井；1# ~8# —采区回风天井

至地表。在永久回风井口安有辅扇分配风量。这一通风系统具有同Ⅰ矿通风系统相类似的优点。例如改造以前的通风系统，入风含尘达0.33～3.86毫克/米^3，平均1.5毫克/米^3，新系统降低到0.5毫克/米^{3}以下；电耙道在喷雾洒水的情况时，含尘量均可降低到2毫克/米^{3}以下；此外，在降低采场温度上也收到了显著的效果，一般都由原来的27°C降低到22°C左右。由于增加专用通风巷道，使采准比加大了0.2～0.4米/千吨。

（二）沿走向布置电耙道的采区式通风系统

Ⅲ矿的采场通风即属于此种类型（见图Ⅲ—10）。该矿每2～3个矿块设置一进风天井，用通风联络道与各分段电耙道联通。除在矿体末端布置专用回风天井外，其余均利用相邻矿块的采场溜井（与上阶段巷道贯通）作为回风天井。各分段的电耙道均以联络道与采场溜井接通。这种通风系统虽然工程量较小，但管理不好时往往出现串联风流。同时距进风天井较远的采场，由于新风要经过很长一段采准区的电耙道，漏风比较严重，风流也受到一定的污染。

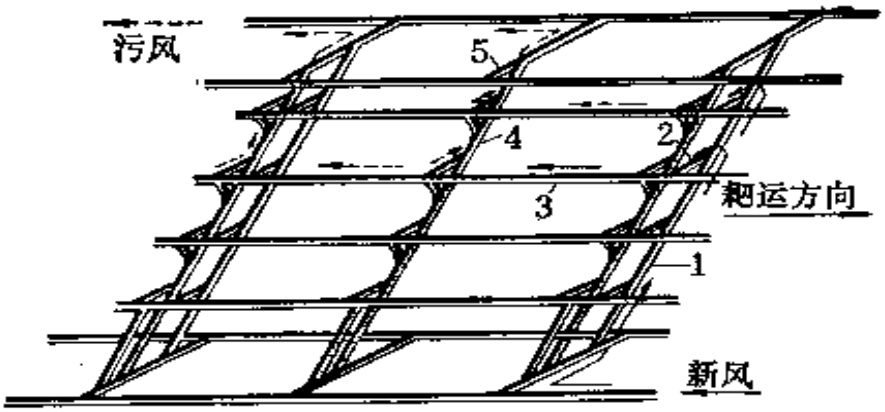


图 Ⅲ—10 Ⅲ矿采场通风系统示意图

1—进风天井；2—进风联络道；3—电耙道；4—采场溜井；5—回风联络道

（三）沿走向布置电耙道的矿块式通风系统

Ⅶ矿的采场通风即属于此种类型（见图Ⅲ—11）。按照这

一系统，在矿块中央的穿脉运输巷道靠近顶盘处，掘一进风小井，与联络道和下部耙运层的各条电耙道联通。在电耙道两端布置回风联络道，与脉外主回风道联通。为了解决底盘脉外电耙道的通风，在矿块沿走向的中央布置倾斜进风井，用联络道与各层电耙道联通，污风经电耙道两端的回风天井向下回到主回风道。这一系统的特点是，每个阶段增加了一条专用的主回风道。因此，第一、大大减少了回风道的漏风，这对于采用抽出式通风提高有效风量，是一项重要措施；第二、减少了大量的通风构筑物；第三、在上下阶段交替时，通风易于管理，不致相互影响形成串联风流。

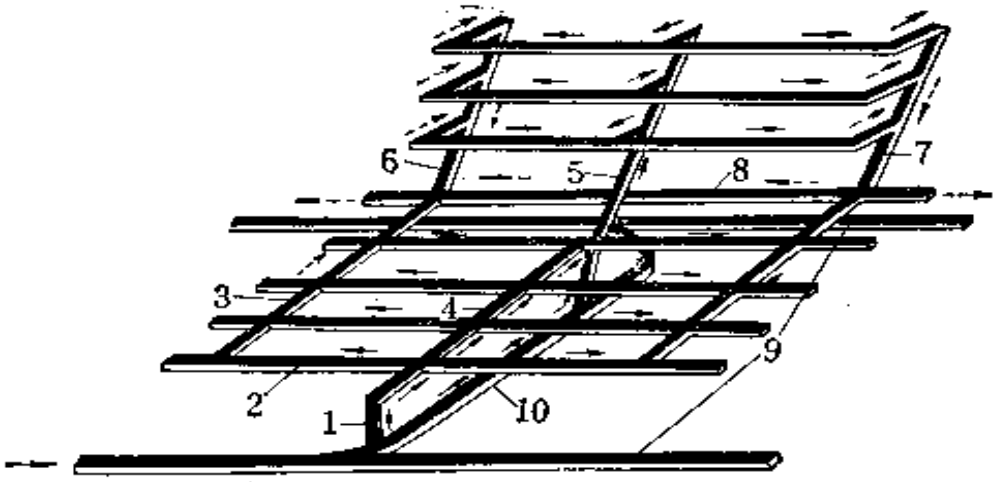


图 Ⅲ—11 Ⅶ矿采場通风系統示意图

1—进风小井；2—沿走向电耙道；3—回风联络道；4—进风联络道；5—进风斜井；6、7—回风井；8—主回风道；9—运输平巷；10—运输穿脉

从以上情况不难看出，我国一些矿山改进崩落采矿法通风的基本趋势，是避开提升井和运输巷道，增加专用通风井巷，建立新风直接送到耙运层的矿块式或采区式独立通风系统，以达到增加电耙道的有效风量，简化通风管理，改善通风条件的目的。从生产实践的情况来看，在厚矿体中，效果是比较显著的。

三、易自燃矿床的采場通风

开采易自燃矿床时，采场通风除了向工作面送入新风、排除有害气体和矿尘外，还必须满足降低工作面的温度、湿度和防止工作面聚热而发生火灾等要求。根据Ⅶ矿甲区的经验，开采易自燃矿床时的通风工作应做到以下几点：

（1）应当采用压入式通风，使工作面形成正压，防止热空气和有害气体大量逸出；

（2）火区应建立独立的通风系统，避免各采场之间的风流串联，防止有害气体扩散至其它采场。一旦某一采场发火，亦便于密闭隔离；

（3）为了减少漏风，最好采用低压通风，即网路不宜过长，分区进行通风；

（4）尽可能使采场的电耙道达到“总负压、全断面、贯穿风流”的通风。风量不低于每秒2～4米^3。总负压或风量不能满足要求时，则另外加设局扇辅助通风。这些措施有利于较快地排除从矿壁扩散出的热量和有害气体。对独头工作面（掘进、落矿时）则采用局扇压入新风、风筒出口距作业地点3～5米。在作业过程中局扇连续运转；

（5）采用脉外通风巷道，降低供风温度。

以上措施的采取，一般可使高温工作面的温度降低至30～34°C，湿度保持在86%左右。

第四节　切割工作

由于回采方案的不同，各个方案切割工程的内容也不一样。采用垂直层落矿方案时，需开凿凿岩巷道（硐室）和形成垂直方向的爆破自由面（切割槽、井）。有些矿山（如Ⅴ矿）为了防止爆破作业对底部结构的影响，还进行了水平拉底。采用水平层落矿方案时，则需掘进凿岩天井和凿岩硐室，形成水平补偿空

表Ⅲ—2　有底部结构强制崩落法的切割工程

矿山名称	采矿方法及回采方案	切割掘进	切采	
			工程项目	形成时间
Ⅰ矿	垂直中深孔侧向挤压落矿分段崩落法	凿岩巷道 堑沟巷道 堑沟的切割井巷	堑沟扩漏	与回采爆破同时形成
Ⅱ矿	垂直中深孔切割槽侧向挤压落矿的分段崩落法	凿岩巷道 堑沟巷道 切割井巷	堑沟扩漏切割槽	同上
Ⅱ矿甲坑	垂直深孔侧向挤压落矿的分段崩落法	凿岩井巷及硐室 拉底巷道	浅孔扩漏和深孔拉底	同上
Ⅱ矿乙坑	水平层与束状孔联合落矿分段崩落法	同上	同上	同上
Ⅳ矿乙区	垂直深孔切割井落矿分段崩落法	凿岩巷道 切割井巷	切割槽浅孔扩漏	回采爆破前形成
Ⅴ矿	垂直中深孔切割槽落矿分段崩落法	同上	浅孔扩漏	同上
			切割槽	爆破前或与回采爆破同时形成
Ⅵ矿甲区	垂直层与水平层联合落矿分段崩落法	切割井巷 凿岩天井、硐室	切割槽和浅孔扩漏	与回采爆破同时形成
Ⅶ矿	水平层中深孔落矿阶段崩落法	凿岩天井 拉底巷道	水平补偿空间和浅孔扩漏	爆破前形成
Ⅷ矿	水平层与垂直层联合落矿阶段崩落法	凿岩井巷、切割井巷、拉底巷道	垂直或水平补偿空间	同上
			中深孔扩漏	与回采爆破同时形成
Ⅸ矿	阶段崩落法 垂直中深孔侧向挤压落矿	凿岩巷道 切割井 堑沟巷道	堑沟扩漏 切割槽	同上
	水平层深孔落矿	凿岩天井、硐室堑沟巷道	堑沟扩漏及拉底	同上
Ⅹ矿甲坑	药室落矿阶段崩落法	药室巷道及药室扩底巷道	浅孔拉底、扩漏	同上

间。采用向相邻松散矿岩挤压落矿方案时，则无须专门开凿补偿空间。我国采用有底部结构崩落法的矿山的切割工程项目，见表Ⅲ—2。

一、凿岩井巷与硐室

采场内凿岩井巷及硐室的数量和位置，主要取决于回采方案、凿岩设备、采场尺寸、矿石稳固性、地质构造、老硐情况、爆破参数等因素。

采用垂直层中深孔落矿方案时，通常是以拉底巷道作为凿岩巷道，其方向或者平行电耙道，或者垂直电耙道，由崩矿指向而定。凿岩巷道的数量，主要取决于采场尺寸和所使用的凿岩设备。当采用YG-80型、BBC-120F型凿岩机时，炮孔深度以不超过15～20米为宜，凿岩巷道的规格应不小于2.5×2.5米^2。当采用01-38型凿岩机时，炮孔深度不宜大于10～12米，凿岩巷道的规格不应小于2.2×2.2米^2。

采用垂直层深孔落矿方案时，一般是在拉底层布置断面为3.5×3.5米^{2}的凿岩巷道，或在拉底层顶上布置宽3.5米、高3米的凿岩巷道，它们同样可与电耙道平行，也可与之垂直。目前国内深孔落矿方案的炮孔深度，一般也不超过20米。

采用水平层落矿方案的矿山，需要从拉底层向上掘进断面为2.0×2.0～2.5×2.5米^{2}的天井，中深孔即可在天井内进行凿岩（如Ⅶ矿），而深孔则需在天井内按照炮孔排列的需要，隔一定距离交错布置3.5×3.5×3.0米^{3}的凿岩硐室进行凿岩（如Ⅱ矿）。

采用联合落矿方案的矿山，凿岩井巷和硐室的布置，也是按照上述原则，结合方案特点具体决定。

凿岩井巷和硐室位置的选择，应保证炮孔布置均匀，所处的矿岩比较稳固，而且凿岩天井最好与上阶段（分段）贯通，以创造较好的通风条件。

如果采场内有大的地质构造或老硐，炮孔无法通过，或施工后会发生严重变形而无法装药时，凿岩井巷的数量和位置就不能完全按照炮孔深度来确定，而是应在地质构造和老硐两侧均布置凿岩工程（如Ⅱ矿乙坑）。

凿岩井巷处于耙运水平之上，掘进过程不易实现机械化，在以后的生产过程中，凿岩设备的运搬，炸药及爆破器材的运送，爆破后挤入凿岩巷道的矿石清理等项辅助作业均比较困难，劳动强度大，工效低。据Ⅲ矿的粗略统计，消耗在以上辅助作业的劳动量，就达到15.2工班/千吨。因此，在今后的生产中应不断地改进采准切割结构，以减少辅助作业劳动量的消耗。

二、切割井和切割槽的形成

切割井、切割槽的位置和数量，取决于矿体形态和回采方案，按下列原则确定：

（1）如果采用切割槽（井）落矿方案，切割井应布置在爆破区段的适中位置，使补偿空间尽量分布均匀，同时还应布置在矿体厚度较大或发生转折之处；若切割井必须布置在矿体较薄的部位，则应切割部分废石以保证有足够的爆破自由面；

（2）如果采用侧向挤压落矿方案，而矿体厚度变化又不大，则每个分段（阶段）只需在第一个采场布置切割槽（井）；若矿体厚度变化较大，则应增加切割槽（井）的数量，同时将其布置在矿体厚度较大的地方。

我国大部分矿山均使用中深孔或深孔形成切割槽，只有个别矿山使用浅孔。用浅孔形成切割槽质量较好，但工效低，而且接近上分段（阶段）时作业也不够安全。用中深孔或深孔形成切割槽，有以下两种方法：

（1）以“丁字井”拉槽，即在切割横巷或堑沟横巷中打垂直平行（或扇形）炮孔，利用垂直天井作自由面拉槽，如图Ⅲ—12和图Ⅲ—13所示。

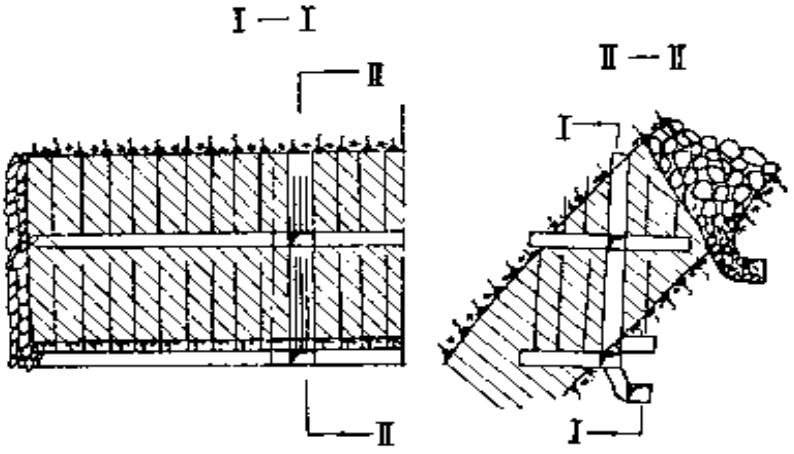


图 Ⅲ—12 Ⅲ矿“丁字井”拉槽

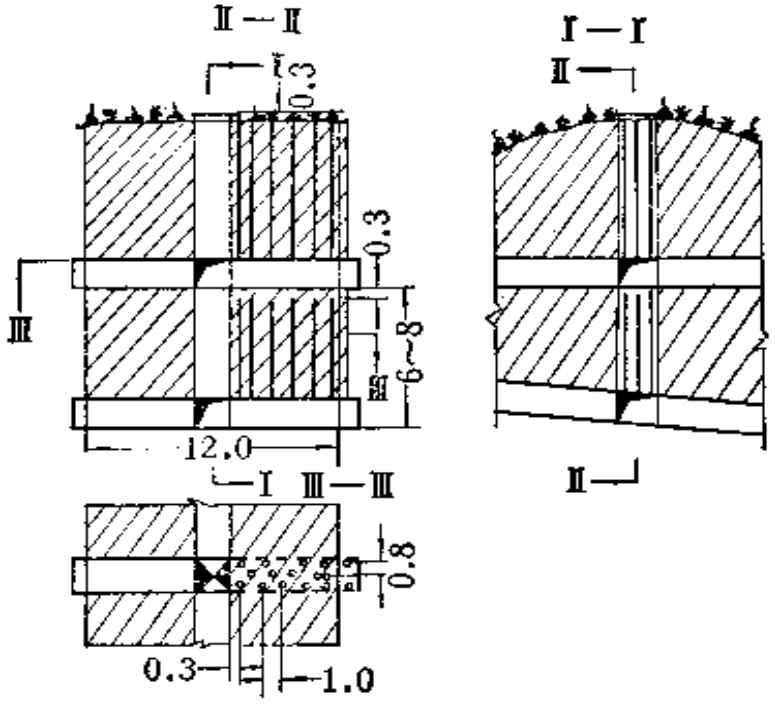


图 Ⅲ—13 Ⅴ矿“丁字井”拉槽

“丁字井”拉槽法可运用于各种厚度和各种倾角的矿体。切割天井的规格一般为 2.1×1.5 米^2，切割横巷的规格则根据所使用的凿岩设备确定。

（2）“八字井”拉槽，即在拉槽部位从堑沟巷道或凿岩巷道掘进两条方向相反的倾斜天井，其中一条为凿岩井，另一条为爆

破自由面，在脉岩井内打平行炮孔拉槽，如图Ⅲ—14所示。“八字井”主要用于中厚以上的倾斜矿体。天井规格为3.0×2.0米²。一般在每个脉岩井内打3～4排平行孔，每排3～4个平行孔。如果矿体较厚或分段较高，则需掘进双“八字井”。

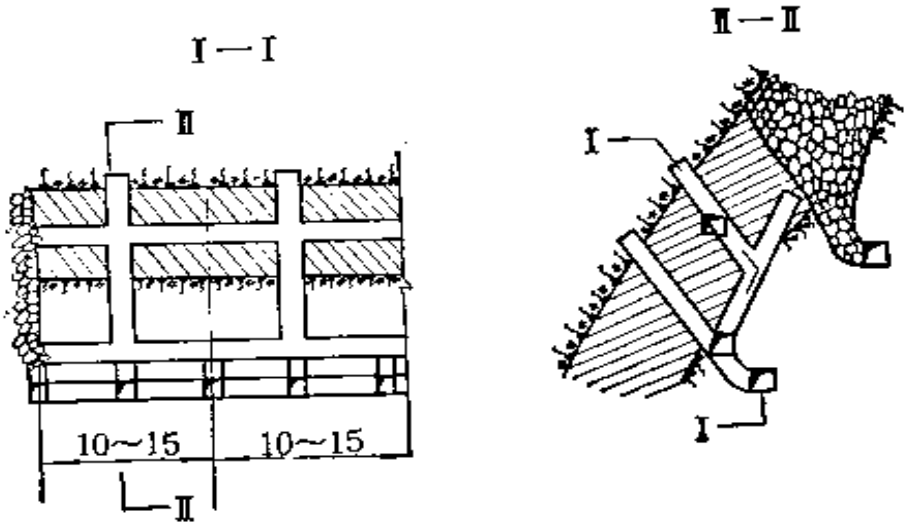


图 Ⅲ—14　Ⅲ矿“八字井”拉槽

立槽宽度在2米左右时，拉槽爆破的夹制性较大。因此，中深孔的最小抵抗线一般取1.0米左右，孔间距为最小抵抗线的0.5～1.0倍，同时炮孔应有一定的超深。

为了减少爆破的夹制性，Ⅲ矿还采用了拉宽槽的办法，即在切割井两侧从堑沟巷道打1～2排垂直扩井中深孔，再从堑沟横巷中，按宽槽尺寸打垂直扇形拉槽中深孔，如图Ⅲ—15所示。扩井孔与拉槽孔采用毫秒雷管一次分段爆破。宽槽每米崩矿量可增加1～1.5吨左右，但爆破方向转换多，应注意严格防止炮孔交叉产生带炮，而影响爆破效果。

“丁字井”拉槽与“八字井”拉槽相比，前者较好，可减少辅助作业的劳动量和木材消耗，设备运搬、拆装、操作均比较方便。

切割槽形成的步骤有两种做法。有的矿山是先形成切割槽，再进行回采爆破。但大多数矿山是切割槽与回采落矿同次分段爆

破。先形成切割槽的优点，在于拉槽质量好坏便于检查，不致影响回采爆破的效果。然而由于补偿空间加大，回采落矿有可能失掉挤压爆破的条件，对改善崩矿质量又是不利的。此外，由于爆破次数的增加，也加大了各种辅助作业量。当矿石不够稳固，地压较大时，也不能采用这种做法。

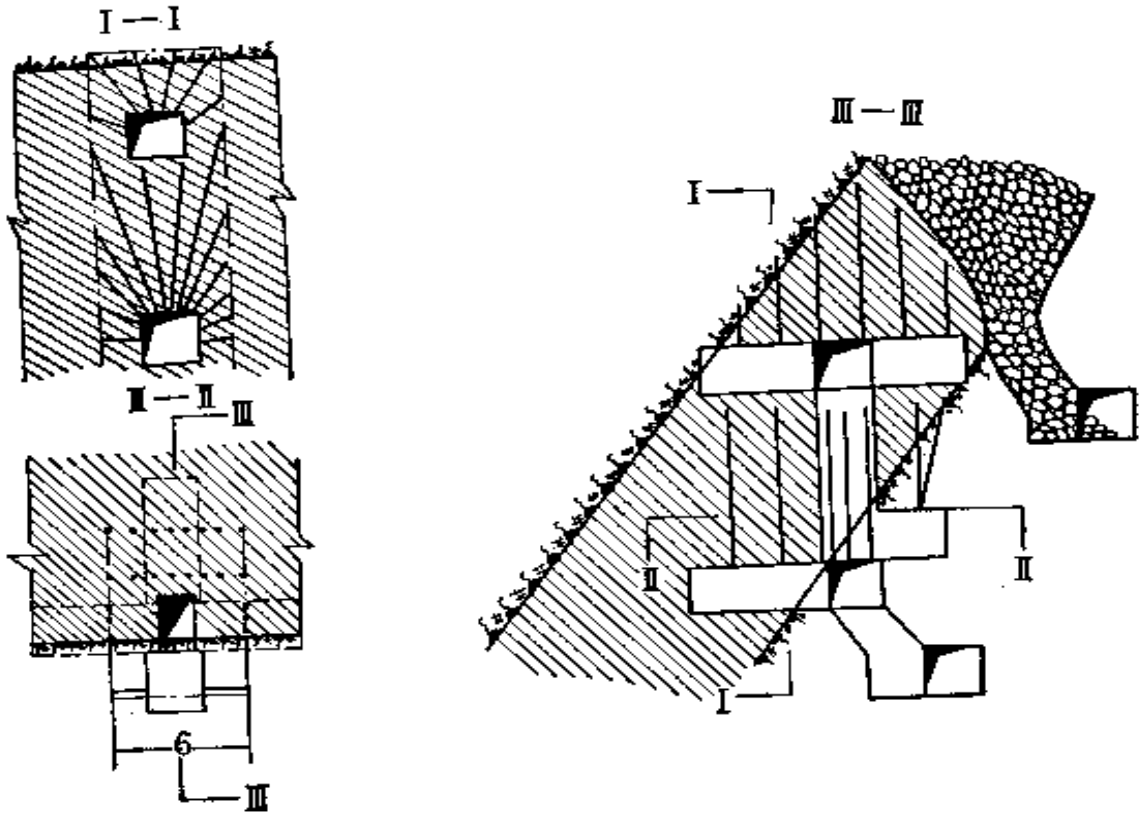


图 Ⅲ—15 Ⅲ矿“丁字井”拉宽槽

切割槽与回采落矿同时爆破的优缺点正好与上述情况相反。对于这种做法，切割槽爆破质量的好坏，直接影响整个采场爆破的效果。因此，对拉槽井巷和炮孔的施工质量，必须严格控制。每个炮孔的深度、倾角及方位均需进行实测，不合格时应进行补孔。拉槽孔不宜过深，一般为8～9米，否则由于偏斜而不能保证拉槽质量。在装药时也要认真进行操作，严格按照设计施工。

三、拉底和水平补偿空间的形成

采用水平孔、束状孔或药室落矿时，为了给爆破创造自由面和必要的补偿空间，以保证矿石破碎良好和底部结构不受破坏，必须进行采场拉底。即使是采用垂直层落矿方案的采场，也要注意做好拉底工作。因为拉底不仅是为落矿创造必要的条件，而且也是为采场出矿打下良好的基础。

采场拉底范围的大小，主要是根据矿体形态、落矿范围和漏斗受矿面积来确定。当矿石比较稳固时，为了保证良好的爆破效果，拉底范围一般应超出落矿边界0.5～1.0米左右。但与相邻采场联接处必须留临时矿柱。拉底空间的大小过去是根据自由空间爆破的要求，一般拉得比较高（即由落矿高度和矿石自由松散系数来决定）。在大量采用挤压爆破的情况下，拉底高度一般小于3米。

由于矿石的稳固性不同，各矿山所使用的拉底方法也不一样，归纳起来有以下几种方法：

（一）稳固矿石中的拉底和水平补偿空间的形成

1．浅眼拉底。由于各个矿山落矿方案的不同，采准切割巷道的空间位置也不一样，所以浅孔拉底又分成两种方法：

第一种方法是在拉底水平掘进一条或几条（一般是把放矿漏斗在电耙道方向连通）2×2米^{2}的平巷，并在适当位置开凿一条或几条拉底横巷作为爆破自由面。在拉底平巷或横巷中用浅眼扩帮，逐渐形成拉底空间。这是Ⅶ矿常用的一种方法。

第二种方法是在浅眼扩漏的基础上，在凿岩巷道中用浅眼将顶挑至一定高度，形成拉底空间，把扩漏和拉底两个工序结合起来。为减少爆破后出现间柱，造成矿石损失，要求在拉底时每隔一对漏斗与相邻采场联通。这是Ⅴ矿常用的拉底方法。

浅眼拉底主要应用在矿石稳固而又允许大暴露面积的采场，拉底空间在回采爆破前形成。其优点在于不受凿岩设备的限制，

而缺点是工效底，劳动强度大，同时增加了生产工序，给采场生产衔接和生产管理增加了一定的困难。

2．中深孔（深孔）拉底。为了克服浅眼拉底的缺点，在有中深孔或深孔凿岩设备的前提下，国内各个矿山广泛采用了中深孔（深孔）拉底。Ⅷ矿的中深孔拉底是在拉底平巷（横巷）中打水平中深孔，最小抵抗线为1.2～1.5米，每排布置三个炮孔，利用拉底横巷（平巷）作为自由面，每次用火雷管爆破3～5排炮孔。其炮孔布置形式有两种：

（1）炮孔平行拉底边界（见图Ⅲ—16）

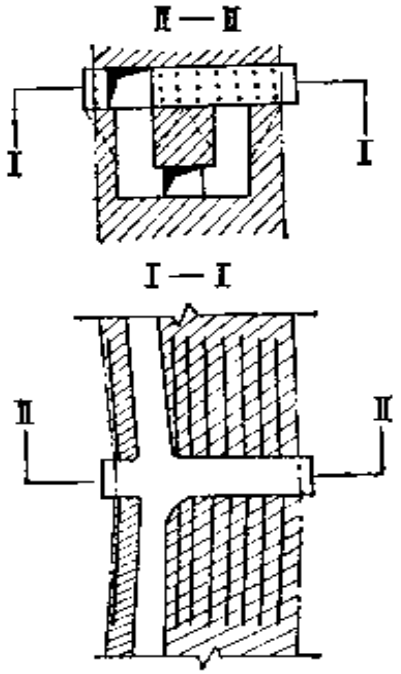


图 Ⅲ—16 中深孔拉底炮孔布置之一

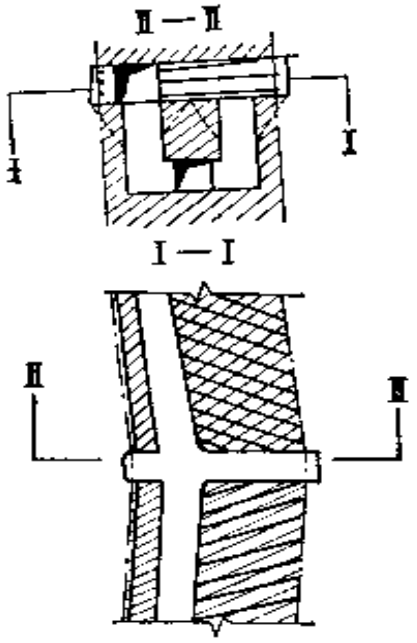


图 Ⅲ—17 中孔拉底炮孔布置之二

这种布置方式，因炮孔与拉底边界方向一致，爆破后的边界一般能达到设计要求，且一次爆破量可增大，主要适用于多条平行电耙道的拉底。但由于受孔深的限制，拉底横巷的掘进量较大。

（2）炮孔斜交拉底边界，见图Ⅲ—17。

这种布置形式，炮孔与拉底边界的夹角为60°～70°，炮孔超

深0.5米，亦可获得较好的爆破效果，适用于拉底空间宽度小于10米的采场。

中深孔拉底在Ⅶ矿应用的结果表明，工作面工效较浅眼提高了50%以上，拉底过程无需耙矿设备。

中深孔（深孔）拉底的优点是工效高、作业安全、工序简单，在凿岩设备允许的条件下是一种有效的拉底方法。

稳固矿石中水平补偿空间的形成，也有浅眼和中深孔两种方法；

1．用浅眼形成水平补偿空间。当空间高度小于4米时，可使浅眼挑顶和拉底工作同时进行。

2，用中深孔形成水平补偿空间。国内矿山一般有两种方法，一是从凿岩天井打水平孔，二是从拉底空间向上打垂直孔。

水平补偿空间的高度根据爆破设计的要求确定。为保证形成补偿空间作业时的安全，当拉底面积超过矿体允许暴露面积时（如Ⅶ矿可达1000平方米），则需留连续和不连续的临时矿柱，待回采落矿时同次分段爆破。选定临时矿柱的位置应考虑以下因素：

（1）拉底空间的高度和长度以及其中各个部分内的矿石稳固情况；

（2）在临时矿柱内要凿岩方便，并保证能可靠地进行爆破；

（3）尽可能不影响拉底和扩漏工作的进行。

临时矿柱有平行电耙道（图Ⅲ—18）和垂直电耙道（图Ⅲ—19）两种布置方式。前者较好，因其作业较为安全，临时矿柱的凿岩与扩漏、拉底互不干扰。对缓倾斜矿体还可以形成阶梯形补偿空间，便于分段爆破。

如果几个采场同时拉底，则相邻采场之间应根据矿石稳固情况，保留不小于3米的临时隔离矿柱，以防止大爆破时矿石挤入或对相邻未落矿的采场起破坏作用。隔离矿柱可与相邻采场同时

爆破。

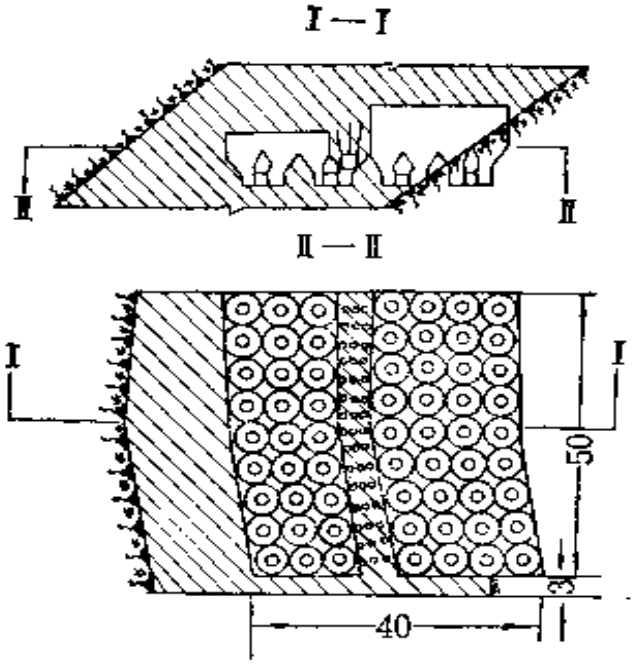


图 Ⅲ—18 临时矿柱布置形式之一

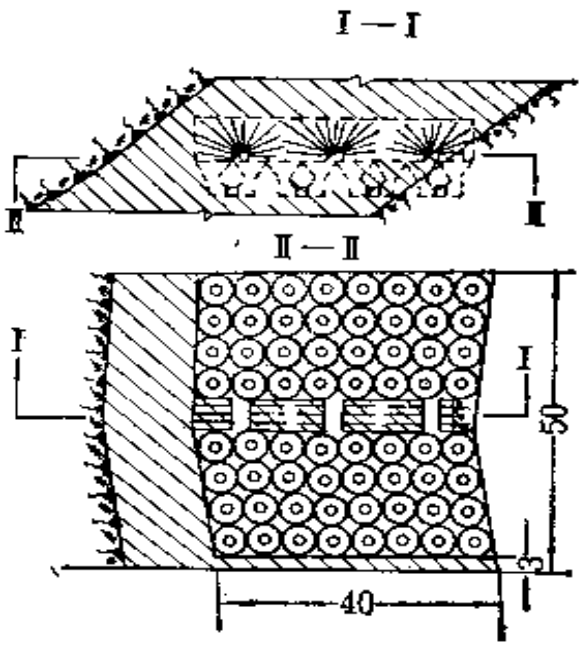


图 Ⅲ—19 临时矿柱布置形式之二

（二）不稳固矿石中的拉底

在不稳固的矿体中，不允许在爆破前形成较大的水平补偿空间，因此多采用十字交叉巷道拉底，即从漏斗颈上部拉底水平，掘进拉底平巷和横巷，将各漏斗互相贯通。拉底巷道的规格一般为 2×2 米^2，拉底巷道之间的间柱，可用浅眼或中深孔（深孔）与回采落矿同次分段爆破（见图 Ⅱ—11）。在这种情况下，拉底工作便成为整个采场爆破成败的关键。

为保证用深孔爆破临时矿柱时，不致使底部结构内的支护受到摧毁性破坏，Ⅱ矿在多年的生产实践中，摸索到以下几点经验：

（1）合理布孔装药。炮孔的最小抵抗线取1.0～1.5米，孔间距 0.6 米，最下一个炮孔比拉底水平高 0.6 米以上，倾角为 $+3°\sim+5°$。

（2）在斗颈内架设1～2米密集井框。

（3）每个炮孔间隔装药，相邻炮孔装药部位错开。

（4）爆破前对电耙道的木支架进行临时加固。

采用上述措施后，深孔破柱比浅眼破柱有如下的优点：

（1）拉底巷道掘进量和维护量小。

（2）即使炮孔发生变形，仍能继续装药，爆破质量基本上可以得到保证。

如果十字交叉拉底巷道还不能满足必要的补偿空间，可以采用以下两种解决办法：

（1）增加拉底巷道的数量；

（2）用方框支柱法开采1～2个分层，落矿爆破时在支柱上绑上炸药，将其炸毁。X矿甲坑有时就采用此种方法。

四、扩　　漏

扩漏的质量对采场出矿能力和损失变化指标有很大影响，必须给予足够的重视。

扩漏的方法取决于漏斗形式和矿岩稳固程度。堑沟扩漏一般是在堑沟巷道中打垂直扇形中深孔（深孔）与回采落矿同时爆破形成。普通漏斗则根据矿石和底盘岩石的稳固性，采用以下两种不同的扩漏方法：

（1）矿岩稳固时，可用浅眼或中深孔在爆破前形成（图Ⅲ—20）。

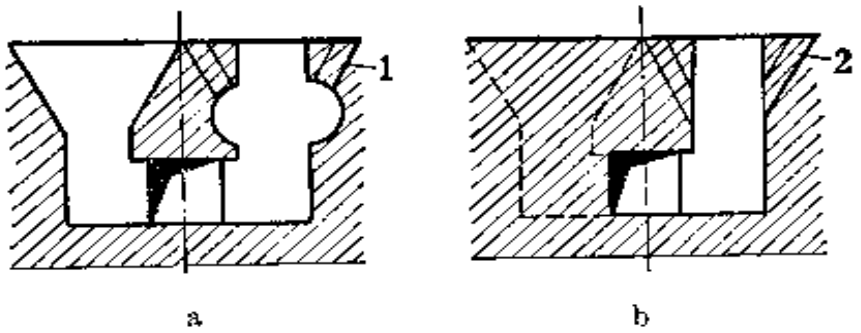


图 Ⅲ—20　稳固矿岩浅眼和中深孔扩漏示意图

a—浅眼扩漏；b—中深孔扩漏

（2）矿岩不稳固时，视底柱净高度的大小，可分别用浅眼或中深孔扩漏。如底柱净高度较大(一般大于 4 米)，用中深孔扩漏；底柱净高度较小（一般小于 4 米）时，用浅眼扩漏。不论浅眼或中深孔，均与同采落矿同时爆破（图Ⅲ—21)。

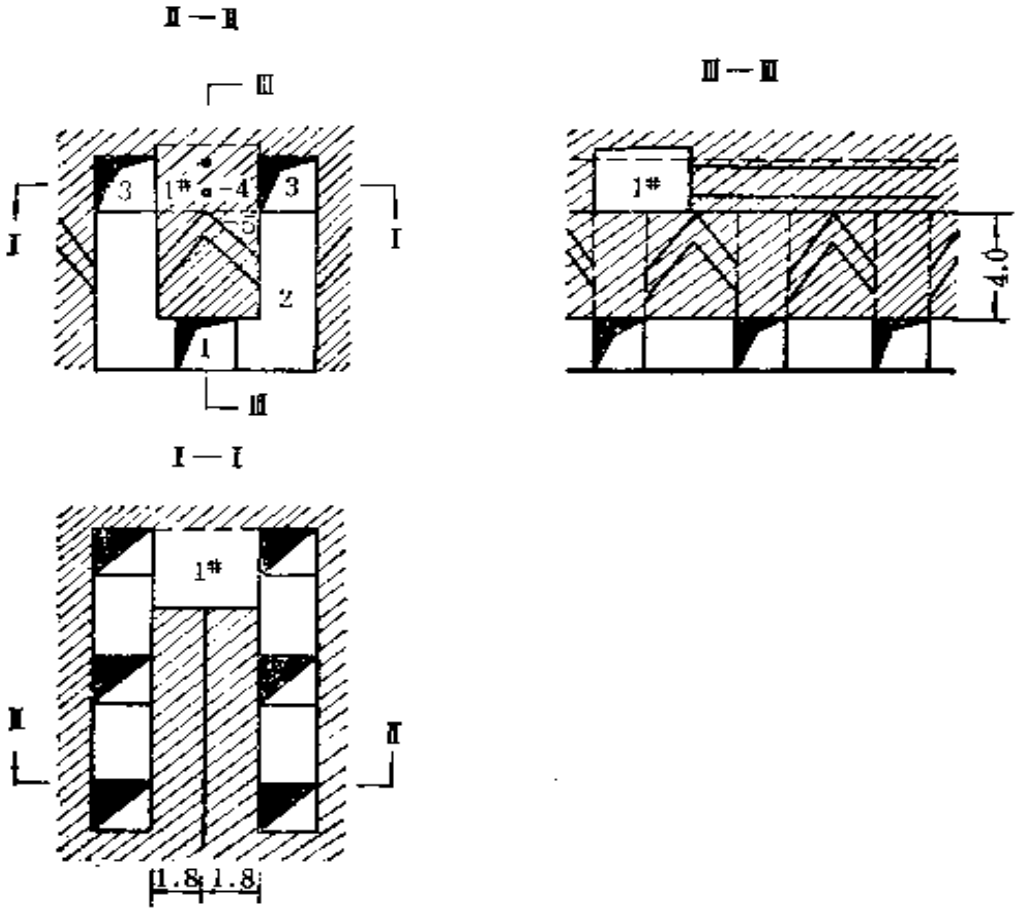


图 Ⅲ—21 不稳固矿岩浅眼和中深孔扩漏示意图

1—电耙道；2—漏斗；3—拉底巷道；4—拉底层临时矿柱的深孔；5—扩漏炮孔；1#—凿岩硐室

第五节 采准、切割工程的施工顺序

合理的安排采准、切割工程的施工顺序，是改善作业条件、减轻劳动强度、加快施工进度的重要环节。对于矿体赋存要素不稳定，地质构造复杂，矿石具有自燃，矿岩不稳固，地压比较大

的矿山，合理的施工顺序，在作业安全、回收资源、提高掘进效果、减少巷道工程以及缩短采场生产准备周期上，更具有特别重要的意义。

一、采准、切割工程施工顺序的一般原则

1．严格按照回采顺序的要求，集中力量一个一个采场或一批一批采场地施工，尽量实现在同一采场内多机多工作面作业。

2．优先施工控制性工程和为其他工程创造条件（通风、出碴、运料）的工程。

3．对同一分段（阶段）内的废石和矿石工程应分别进行施工和采取必要的措施以降低副产矿石中的贫化和损失。

4．在一般情况下，掘进电耙道的同时应及时掘进斗穿、斗颈以及拉底巷道。这样，可以大大加快施工进度和减少辅助作业量，提高耙矿设备的利用率。

二、充分考虑探采工程的结合

坑内开采的矿山，探采结合是降低采掘比的重要途径之一。对于矿体赋存要素不稳定、地质构造比较复杂的矿山，充分考虑探采结合更为重要。如Ⅴ矿、Ⅲ矿，矿体属于第Ⅲ—Ⅳ勘探类型，断层多，错距不等，矿体形态沿走向和沿倾斜变化都很大，按照一定探矿网度提供作采准设计的地质资料与中深孔（深孔）二次圈定的地质情况对比，矿体的空间位置常常发生较大的变化。这两个矿山都采用脉外底部结构，若矿体底板边界与受矿漏斗相对位置一旦变化，对损失贫化势必产生显著影响。这些矿山通过总结经验，调整了采切工程的施工顺序，实行探采结合，解决了这一矛盾。

1．Ⅴ矿的施工顺序（参看图Ⅱ—7）

（1）首先从阶段运输平巷掘采场溜井。如果矿体底盘界线不确切，则溜井施工至设计电耙道底板标高附近暂停，用中深孔

探明矿体底盘界线后，再将溜井继续施工至电耙道标高。

（2）沿矿体倾斜掘进4～6米电耙道，然后施工一对斗穿、斗颈，斗颈高度以穿过矿体2米为宜，用位于拉底水平沿采场中心线掘进的凿岩巷道联通，以便人行、通风，运送材料设备和出碴。

（3）沿采场中心线比矿体底板低0.4米处掘进凿岩巷道，探明矿体底板界线。

（4）在凿岩巷道内，每隔5～6米打中深孔探明矿体顶盘界线。在凿岩过程中进行采样，以便于进行采场储量计算。

（5）根据凿岩巷道和中深孔圈定的矿体形态，布置切割天井。如果某一部位矿体较厚，探矿中深孔没有打透矿体，则此处应布置切割天井进行探矿。同时根据切割天井的高度确定是否需要掘进分段凿岩巷道及决定其合理的位置。在切割天井位置确定后，切割横巷也就可以进行施工。

（6）当以上巷道施工完毕后，即开始采场的落矿凿岩，其余采准、切割工程一般在中深孔完成后进行，必要时亦可与中深孔作业同时进行。当同时进行时，必须采取切实可靠的安全措施，避免因同时作业可能造成的安全事故。

按照上述施工顺序，采场范围内基本上不需要布置专用的探矿工程，然而，对矿体的形态却可以掌握得比较清楚。又由于落矿凿岩可与一大部分采切工程平行交叉作业，所以采场的准备周期并没有因此而延长。

2．Ⅱ矿也采用了类似的施工顺序。即将采切工程分为两类。一类是基本上不受矿体变化影响的巷道，如脉外通风巷道、采场溜井、凿岩巷道（参看图Ⅱ—4）。这一类工程优先施工。另一类是受矿体制约较大的工程，如底部结构等。应在获得较准确的地质资料后，再进行设计和施工。由于采用这种施工顺序，生产探矿掘进量从3.5米/千吨降低至1.5米/千吨米以下。

三、特殊情况的施工顺序

1．易自燃矿床的采切工程施工顺序

Ⅶ矿甲区为缓倾斜中厚硫化矿床，矿石极易氧化自燃。为了争取在矿石氧化自燃以前结束回采工作，采用了底盘脉外采准、分间高速回采的方案。因此采准、切割工程的施工亦必须适应这一要求。根据其易自燃的特点，先施工脉外工程，避免过早揭露矿体。待电耙道用混凝土维护好后，再按分间集中力量组织平行交叉作业，一般在20天左右可以结束一个分间的切割和回采工作。一个分间回采结束后，再进行另一个分间的切割和回采，采场生产是间歇性的，采准、切割与回采工作交替进行。

2．矿岩破碎、地压大的矿山采切工程的施工顺序

Ⅱ矿甲坑开采矿岩破碎、地压大的矿体时，在生产实践中总结出了按“三强”原则组织生产的经验，在采切工程的施工顺序上，采取了以下措施：

（1）为了缩短电耙道维护时间，除了探矿需要每隔40米掘进一条电耙道外，其它电耙道一般均推迟到与切割工程同时进行施工；

（2）认真贯彻掘进先行、干线超前的方针，在采场内保证溜岩天井和硐室等重点工程优先施工，为切割、采矿工程平行交叉作业创造条件；

（3）严格按照回采顺序，集中力量一个一个采场进行施工，在一个采场内实行多机多工作面平行作业。

按照上述办法组织生产，一个采场（可采矿量二万吨左右，切割工程约二百米），全部切割、落矿所需要的时间一般为2～2.5个月左右。

第四章　采场落矿

第一节　凿岩设备及工具简述

我国应用有底部结构崩落法的矿山，一般都采用中深孔、深孔落矿，所使用的凿岩设备种类，列于表Ⅳ—1。

表Ⅳ—1　凿岩设备及工具一览表

钻机类型	钎头形状	钎杆直径（毫米）	使用矿山的名称
01 38	丁字形、十字形、一字形	25.4六角钎钢	Ⅳ矿乙区、Ⅴ矿、Ⅸ矿、Ⅶ矿
01-43	一字形、丁字形	同　上	Ⅵ矿甲区、Ⅷ矿、Ⅴ矿
YG-80	丁字形	ϕ32中空圆钢	Ⅰ矿
BBC-120F	丁字形	同　上	Ⅲ矿
红旗·100	带超前刀的塔形	ϕ50无缝钢管	Ⅵ矿甲区、Ⅱ矿甲坑和乙坑
YQ-100	同　上	同　上	Ⅷ矿、Ⅱ矿甲坑和乙坑、Ⅳ矿乙区、Ⅸ矿

上述各类凿岩设备在实际中的应用情况如下：

01-38型凿岩机，重量较轻，移动与安装方便，要求凿岩巷道的规格较小，使用时具有较大的灵活性，适用于中硬以下的矿石。但01-38型凿岩机冲击功小，穿孔速度随孔深的增加而显著下降，故炮孔深度受到限制，平均孔深不宜超过8米，最大孔深一般不超过13米，也不宜用于竖向炮孔的凿岩。目前这种钻机已不生产。

01-43 凿岩机可用来凿上向接杆炮孔，孔深一般不超过 6～8 米，因效率较低，目前已开始生产 YSP-45 型上向凿岩机以取代这类设备。

YG-80是重型凿岩机，具有双向回转装置，与气动卡钎器配合，可以实现自动装卸钎杆，从而减轻了工人的体力劳动强度。这种凿岩机具有穿孔速度快和能够实现远距离操作的优点，是一种效率较高的中深孔凿岩设备。

BBC-120F 也是重型凿岩机，凿深度可达30米左右，且重量较YG-80凿岩机略轻，机头拆卸方便，便于维修，也是目前高效率凿岩设备之一。此种凿岩机和YG-80凿岩机都可安装在雪橇式圆盘支架上。它结构简单，在凿岩巷道内操作、移动方便，但在天井中凿岩时，由于凿岩机重量较大，目前又无合适的机架，尚需进一步研究解决。

YQ-100、红旗-100 等潜孔钻机的性能稳定，可以实现远距离操作，凿岩的速度受孔深的影响不大，除尘效果好，为不少矿山所采用。但此类钻机搬运及安装工作繁重，钻杆拆卸劳动强度大，钻机密封装置差，水和岩粉易于侵入电动机和传动部份，使之受损，尚需进一步改进。

我国应用有底部结构崩落法各矿山凿岩概况如下表：

表Ⅳ—2　凿岩概况表

矿山名称	矿石硬度（f）	炮孔布置形式	钻机类型	钻头直径（毫米）	炮孔深度（米）	凿岩效率（米/台班）
Ⅵ矿	2～5	水平、倾斜扇形	红旗 100	90～110	10～15	9～10
甲区		垂直扇形	01 43	55～65	4～5	18～20
Ⅷ矿	12～14	垂直、水平扇形	YQ 100	90～110	12～20	5～7
		垂直平行及扇形	01-43、01 38	65～75	5～7	6～7
Ⅳ矿	8～10	垂直扇形	YQ-100	95～105	12～20	6～7
乙区		同　上	01 38	51～53	8～10	7～8

续表

矿山名称	矿石硬度（f）	炮孔布置形式	钻机类型	钻头直径（毫米）	炮孔深度（米）	凿岩效率（米/台班）
Ⅱ矿甲坑	4～6	垂直水平扇形及束状	红旗-100 YQ-100	105～110	15～20	12～15
Ⅱ矿乙坑	6～8	同上	YQ-100	105～110	12～20	9～11
Ⅲ矿	8～10	垂直扇形	BBC-120F	65～72	12～15	20～25
Ⅰ矿	8～12	同上	YG-80	65～72	10～15	18～20
Ⅴ矿	10～12	同上	01 38	50～54	5～8	10～12
Ⅶ矿	7～9	水平扇形	01-38	65	8～13	20～22
Ⅸ矿	5～7	水平扇形 垂直扇形	YQ-100 01-38	100～110 60～65	12～26 6～10	20～22 25～28

总之，我国采用有底部结构强制崩落法的矿山，在凿岩设备的装备上，还需要进一步的更新，以适应“大打矿山之仗”的要求。因此，效率高、体积小、重量轻、噪音小、移动安装方便、操作简单的新型设备正在研究和试制，相应地耐磨钎头和高强度、小直径的钎杆也将出现，这些对于完善采矿方法的结构参数，提高采场回采强度，提高劳动生产率和降低采切比，将是一个积极的因素。

第二节 挤压爆破

一、爆破类型

矿石从原岩中崩落下来，其体积比原来的要大，所以爆破前必须开凿一定量的空间，以便容纳所增大的体积。这个空间叫做补偿空间，如用V_K来表示，其大小则为：

$$V_K = V_1 - V \qquad (Ⅳ-1)$$

式中　V_1——矿石爆破崩落后的体积，米^3；

V——矿石在爆破前的体积，米^3。

如果用补偿空间与矿石在爆破前的体积百分比 K_K 来表示，则可得补偿比：

$$K_K = \frac{V_K}{V} \times 100\%$$

$$= \frac{V_1 - V}{V} \times 100\%$$

$$= \left(\frac{V_1}{V} - 1\right) \times 100\% \qquad (\text{Ⅳ}-2)$$

上式的$\frac{V_1}{V}$恰好为矿石经爆破崩落后的松散系数 K_p，它是一个大于 1 的数值，代入Ⅳ—2，可得出下式：

$$K_K = (K_P - 1) \times 100\% \qquad (\text{Ⅳ}-3)$$

式Ⅳ—3 是计算补偿空间的一般公式。从上式可知，补偿比或补偿空间的大小是取决于矿石松散系数的大小。也就是说，矿石松散系数是确定补偿空间的基本依据。

补偿比也可以用$\frac{V_K}{V + V_K}$来表示，但由于它不能像公式Ⅳ—3 那样既直接而又简便的表示出松散系数与补偿比的关系，因此本书不采用这种表示方法。

影响矿石松散系数大小的因素很多，如矿石本身的物理力学性质、落矿方式、爆破参数以及其它条件等等。因此，矿石松散系数本身不是一个常数，而是随条件不同，在一定范围内变化的一个变数。

现将我国有底部结构崩落法矿山在爆破设计时采用的矿石松散系数，以及地质报告所提供的矿石松散系数，列入表Ⅳ—3。

这里应该指出，地质报告所提供的松散系数 K_G，是以浅眼爆破为基础的，是在巷道掘进时，将爆破后的矿石装入一定容积

表Ⅳ—3　一些矿山的矿石松散系数

矿山名称	落矿方式	矿石硬度 f	爆破设计时采用的矿石松散系数 K_P	地质报告提供的矿石松散系数 K_G
Ⅴ　矿	垂直扇形	10～12	1.25～1.30	1.45～1.6
Ⅱ矿乙坑	水平扇形和束状	6～8	1.20～1.25	1.56
Ⅶ　矿	水平扇形	7～9	1.20～1.25	1.5～1.6
Ⅹ　矿	药室	2～6	1.20～1.25	1.36～1.61
Ⅷ　矿	垂直、水平扇形和垂直平行	12～14	1.20～1.25	1.4～1.6
Ⅳ　矿	垂直扇形	8～10	1.20～1.25	1.56
Ⅲ　矿	垂直扇形	8～10	1.18～1.25	1.5
Ⅸ　矿	水平扇形、垂直扇形	5～7	1.15～1.20	1.3～1.5
Ⅰ　矿	垂直扇形	8～12	1.12～1.18	1.6
Ⅵ　矿	水平、倾斜和垂直扇形	2～8	1.08～1.18	1.35～1.45
Ⅱ矿甲坑	垂直、水平扇形和束状	4～6	1.10～1.15	1.6

的容器中测量而得。所测定的矿岩，是经过了充分的松散。这个系数通常用于矿车、箕斗等装载容积或载重量的计算中，而不宜用于深孔及中深孔爆破设计中。据一些矿山的统计资料，大爆破时矿石自由松散的松散系数一般为1.2～1.3左右。例如，Ⅱ矿甲坑用深孔拉切割槽时，自由松散系数仅为1.18～1.22左右，见表Ⅳ—4。在一些矿山的生产实践中发现，当爆破后的松散系数小于自由松散系数又大于1.1左右时，反而能获得更好的爆破效果。所以，现在通常用补偿空间的大小，控制爆破时的松散程

表Ⅳ—4　Ⅱ矿甲坑用中深孔拉切割槽的自由松散系数

采场编号	矿石崩落前的体积（米³）	矿石崩落后的体积（米³）	松散系数 K_K	爆破效果
$13F_2$	512	605～625	1.18～1.22	良好
$13F_1$	785	924～957	1.18～1.22	良好
$17F_1$	2353	2808	1.196	良好

度，以达到改善爆破质量的目的。补偿空间的作用，不仅是容纳矿石碎胀后所增大的那部份体积，也是影响矿石破碎质量的一个参数。

根据爆破时崩落矿石是否能够自由松散，将爆破划分两类：即自由空间爆破和挤压爆破。

（一）自由空间爆破

爆破时，有足够的补偿空间，允许崩落矿石充分地松散，补偿比一般大于20～30%，崩落矿石的松散系数一般在1.2～1.3。

自由空间爆破要求矿石有一定的稳固性，以便开凿所需要的补偿空间。在设计中不仅要注意补偿比，而且补偿空间要尽量分布均匀，特别在矿体形状比较复杂时，更要注意。

长期以来，在各种采矿方法中都要求做到自由空间爆破。通过分析，在有底部结构崩落法中，只有采用水平层落矿时，才能保证矿石充分松散。当采用排数较多的垂直层落矿时，虽然补偿空间允许矿石充分松散，但有可能由于前几排孔崩落矿堆的阻碍，后几排孔崩落的矿石，就没有条件充分松散。

目前我国采用有底部结构强制崩落法的矿山，因水平层落矿使用较少，故自由空间爆破实例不多，尤其在矿石不够稳固时，开凿大补偿空间，往往使生产非常被动，由于挤压爆破的出现，有底部结构崩落法中应用自由空间爆破的矿山已逐渐减少。但在其他各类采矿法中，自由空间爆破仍是崩落矿石的主要爆破类型。

（二）挤压爆破

爆破时，没有足够的空间使崩落矿石充分的松散，其松散系数一般在1.1～1.3之间。

挤压爆破来源于生产实践。如Ⅰ矿、Ⅲ矿、Ⅱ矿等矿，由于矿石稳固性差，有时无法开凿足够的补偿空间，在不得已的情况下，被迫采用向已崩落的松散矿岩方向进行爆破，结果取得了较为满意的爆破效果，出现了挤压爆破的雏形。多年来，经过了不断的实践、总结、提高，逐步形成了比较完善的挤压爆破工

艺。各矿山采用挤压爆破后都取得了比较满意的效果。其主要优点为：

（1）不需要专门开凿或少开凿补偿空间，简化了采场结构，特别是当矿石不够稳固时，其优点尤为突出；

（2）显著地降低了大块率，相应减少了二次破碎工作量与卡斗故障，从而改善了放矿和安全卫生条件，降低了电耙道的二次维护量和损失贫化指标，提高了电耙道的出矿能力。

但是，挤压爆破加大了崩落矿石的压实程度，对放矿也带来了一定的不利影响，使漏斗间脊部损失相应增加，在某些条件下也可能恶化损失贫化指标。但从目前几个采用挤压爆破矿山的经验来看，其总效果是好的。因此，目前挤压爆破已广泛用于生产中。根据获取补偿空间的方法不同，挤压爆破可分为：向相邻松散矿岩挤压与向小补偿空间挤压二种。

二、向相邻松散矿岩挤压爆破

向相邻松散矿岩挤压爆破，也可简称为侧向挤压爆破。爆破时，不需要开凿专用的补偿空间，而是借爆破时的冲击力，挤压相邻松散矿岩来获得补偿空间，爆破时矿石不能充分自由松散而互相挤压，其松散系数一般小于1.2。由于相邻矿岩的松散程度对于挤压爆破有决定性的影响，因此采用挤压爆破时，应特别注意与相邻采场的依赖关系。

（一）侧向挤压爆破时，岩石破碎的机理

通过生产实践，发现采用侧向挤压爆破时，有以下几个主要现象：

（1）爆破后，相邻的松散矿岩会发生位移和压实；

（2）每排孔起爆后，在新暴露面处，短暂地存在一条槽缝。随着爆破排数的增加，槽缝宽度逐渐减小直至消失。再爆更多排数时，不仅不能改善爆破质量，而且效果显著变坏，直至矿石崩不下来；

（3）单排孔爆破时，对改善爆破效果一般均不明显。

以上现象说明，挤压爆破除了保持一般爆破的原则外，还具有其本身的一些特点。

一般爆破其破碎岩石的作用过程，可视为两个阶段。第一阶段为药包起爆后，冲击波与反射波使岩石产生微细裂纹与裂隙，岩石被破碎，这时反射波起了主要作用；第二阶段是爆破膨胀气体把裂纹、裂隙扩大，并把破裂岩石抛掷开。

多排微差挤压爆破时，由于自由面与松散矿岩相接触，故头一排炮孔在完成第一阶段破裂后，因前面没有空间而无法抛掷，故破裂矿石在第二阶段被膨胀气体成整体的向前推移，使相邻松散矿岩发生移动与挤实，并在新暴露面处，短暂地形成一条槽缝，为下一排孔爆破创造了条件。

从利用爆破能量角度来看，头一排孔在爆破的第一阶段，其爆破能量就被相邻松散矿岩吸收了一部份，相应地影响了矿石的破裂程度。而到了第二阶段，又把在自由空间爆破时，消耗于抛掷矿石的那部分能量，用来推移矿石和挤压相邻松散矿岩。这样，矿石又可以受到一定的补充破碎作用。但有时被松散矿岩所吸收的能量，比补充破碎的能量要大，所以单排孔挤压爆破往往不会取得十分满意的结果。

在第一排孔爆破后，其它各排炮孔爆破时的情况就不一样了。因为其它各排在爆破前，在与相邻松散矿岩接触处，短暂地存在有一条槽缝，爆破波能量就不会被松散矿岩所吸收，而成为反射波去破裂矿石。所以在挤压爆破时，其它各排炮孔爆破过程的第一阶段和自由空间爆破是相同的。而不同之点是在第二阶段，爆炸膨胀气体，以高速度把破裂矿石抛掷开，撞击前一排孔所崩落的矿石，起到了一定的补充破碎作用。同时由于前面已崩落矿石的阻挡和槽缝中爆炸气体的反作用力，延长了整个爆破作用过程，更充分的利用爆破能量去破碎矿石。因此，与自由空间爆破相比，挤压爆破的矿石破碎质量比较好。

应当指出，上面的阐述仅是单独分析各排炮孔的作用过程。在实际中，多排孔微差挤压爆破是一个整体的过程，松散矿岩产生位移的大小、挤压程度与影响范围等等，都是各排炮孔共同作用的结果。挤压爆破一方面要压实松散矿岩，另一方面前一排孔崩落的矿石又被后一排孔爆破时高速抛出的矿石所撞紧。结果松散矿岩和各排炮孔崩落的矿石都受到了挤压，其松散系数一般不大于1.2。当崩落排数加大到一定程度时，如果继续进行爆破，将形成不了槽缝，而爆破能量几乎大部分被已崩落矿岩所吸收，只有小部分能量转化为反射波能，故不能使矿石发生破裂。这就是为什么出现挤压爆破一次崩矿厚度超过一定限度时，爆破效果会显著变坏，以至不能把矿石崩落下来的缘故。

根据以上对挤压爆破作用过程的分析，可以概括出以下几点结论：

（1）多排微差挤压爆破头一排孔的爆破是极为重要的，它除了把本层矿石崩落下来外，还要为以后各排孔的爆破挤出补偿空间。补偿空间主要都是由头一排孔爆破时所造成的。

（2）每排孔爆破后的短暂时间内，存在有一条槽缝，这条槽缝是挤压爆破提高爆破效果的关键。

（3）每次爆破后，松散矿岩和崩落矿石都要受到很大的挤实。下一次爆破前，必须使崩落矿石松动到一定的程度。不然的话，下次爆破的头排孔可能崩不下来，或者挤不出空间来，影响爆破的继续进行。

（二）侧向挤压的爆破参数

根据侧向挤压爆破的特点，爆破时必须严格按照以下工艺进行，才能取得预期的效果。

1．松动放矿

松动放矿是向松散矿岩挤压爆破的重要组成部分，其目的是将压实的矿石松动到正常状态，以便下次爆破时，通过挤压作用能够获得所必须的补偿空间。

根据我国各个矿山的实际经验，松动放矿量控制在15～20%左右，就能满足要求。如果局部放矿量过小，矿石松散程度不够，就容易发生过度挤压或崩落不完全的现象。如果松散程度过大，亦会影响其挤压效果。

松动放矿的范围，不应小于每次爆破挤实的厚度，按照矿山经验，一般与崩矿层厚度之比应为1：1以上。在此范围内，每个漏斗都应均匀的松动。挤压较紧的部位要适当多放，特别是难放的漏斗，往往就是挤压得较紧的部位，因此，更应该注意按照要求进行放矿。当漏斗担负矿量不同时，亦应注意使担负矿量大的漏斗多放，担负矿量少的少放。

松动放矿后，就应及时进行爆破，以防止松散矿岩再次压实。由于各个矿山的地压情况及矿岩的性质等条件差别很大，松动放矿后与采场崩矿所允许的间隔时间亦不相同，可根据各矿具体条件确定。

在某些条件下，特别要注意控制其放矿量。例如Ⅲ矿，矿体厚度不大，顶板倾角缓，有一定的稳固性，矿石崩落后，顶板仅发生局部冒落，这时如果放矿量过大，采场上部便形成空硐，使下次爆破时，采场上部不仅起不到挤压作用，而且矿石被抛到空硐内的冒落岩石上，恶化了损失贫化指标。此外，从减少损失贫化的观点来看，侧向挤压应尽可能的向相邻采场的松散矿石挤压，避免向废石挤压。

2．第一排炮孔布置

采用侧向挤压爆破时的爆破参数，总的说来与自由空间爆破的参数是相同的。只是在第一排炮孔爆破时，略有区别。第一排炮孔要求有较大的爆破能量，以弥补松散矿岩所吸收的能量，并向松散矿岩挤压出所必需的补偿空间。但是由于挤压爆破时爆破作用过程的增长，以及反冲力的加大，对未崩落矿体的破坏性也相应加大，并会向凿岩巷道冲入大量矿石。为了防止破坏下一次爆破的第一排炮孔，以及减少清除反冲入凿岩巷道的矿石量，有

的矿山采取适当减少每次爆破时最末一排炮孔眼口部分的装药量，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。如Ⅰ矿和Ⅲ矿将第一排炮孔的最小抵抗线由1.8米分别加大至2米和2.5米。同时为了满足第一排炮孔要求加大爆破能量的需要，和防止其部份炮孔破坏所带来的不利影响，在第一排孔后0.4～0.6米处增加一排炮孔，谓之加强排。加强排与第一排同段起爆，这两排炮孔的布置与正常落矿时的参数相同，其单位炸药消耗量比正常落矿时约增加30～50%左右。

3．一次崩矿层厚度

一般说来，增大崩矿层厚度，可以减少爆破次数和相应的辅助工序，充分利用爆破时的挤压作用，并能降低被松散矿岩所吸收的那部份能量。另一方面，过分增大崩矿层厚度，会产生过度挤压现象，影响放矿。同时其反冲力的加剧亦会造成对未爆原岩的破坏，并使大量矿石冲到凿岩巷道内，甚至产生不能把矿石崩落下来的恶果。

随着对挤压爆破技术的掌握，各矿的一次崩矿厚度已由小到大，目前一般变化在10～20米之间。

影响一次崩矿厚度的因素很多，矿体厚度是重要因素之一。矿体厚度不同对爆破时夹制性有不同的影响，也影响崩矿厚度的确定。例如，Ⅲ矿当矿体厚度小于7～8米时，由于夹制性较大，一般不采用侧向挤压崩矿；当矿体厚度小于15米时挤压崩矿的厚度为12米左右；当矿体厚度为15～30米时挤压崩矿的厚度为18～20米。当矿体厚度很大时，夹制性所带来的不利影响相对减少。所以，当矿体厚度超过一定值时，可以不考虑夹制性所造成的不利影响。

一次崩矿厚度与采矿方法结构及组织管理因素密切相关。Ⅱ矿甲坑和Ⅰ矿的矿体厚度一般大于20～30米，崩矿方向与耙运方向相垂直，崩矿厚度为1～3条电耙道所控制的宽度。Ⅰ矿一次崩矿厚度为15米，即一条电耙道所控制的宽度；Ⅱ矿甲坑一次崩矿

厚度为20米，即二条电耙道所控制的宽度。

由于各个矿山的具体条件差异很大和影响挤压厚度的因素又较多，故采用挤压崩矿时，其挤压厚度应根据具体条件及时进行调整。例如，当地质条件发生变化时，就应适当调整一次崩矿厚度，使下一次爆破的头几排炮孔避开断层构造或裂隙发育的破碎地带，以防止爆破时将其炮孔破坏。

三、小补偿空间挤压爆破

小补偿空间挤压爆破，是在被崩落的矿体内，事先开凿一个或几个小补偿空间，如切割井、切割槽、拉底巷道等，以便容纳崩落的矿石。它与自由空间爆破不同之处是补偿空间的体积比较小，崩落的矿石不能充分松散而在爆破时相互挤压。崩落矿石的松散系数通常小于1.2～1.3。

小补偿空间挤压爆破，与自由空间爆破相比，不仅降低了采准切割工程量，而且爆破能量也利用得比较充分。由于补偿空间比较小，使自由空间爆破时抛掷矿石的能量，部份地转化来破碎矿石。特别是在相向爆破时，其破碎效果的改善更为明显。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侧向挤压相同。由此可见，小补偿空间挤压爆破与侧向挤压爆破具有同样的优越性。而且小补偿空间爆破不受相邻采场的制约，一次爆破量可大可小，甚为灵活。

（一）小补偿空间挤压爆破型式

小补偿空间挤压爆破可以广泛应用于有底部结构强制崩落法的各种回采方案。由于方案的不同，它具有不同的型式，大体上可以分为两类：

1．利用切割槽（井）作自由面的小补偿空间挤压爆破。Ⅲ矿、Ⅵ矿等矿的垂直中深孔切割井（槽）落矿方案即属于这一类型。

2．利用拉底空间作自由面的小补偿空间爆破。Ⅱ矿甲坑的

水平层深孔落矿方案以及乙坑的水平深孔与束状深孔联合方案即属此类。

（二）对小补偿空间挤压爆破补偿比和切割槽（井）的要求

由于小补偿空间挤压爆破主要依靠矿体内所开凿的工程作为补偿空间，耙运层上部巷道空间所占崩落矿体原岩的比重，即补偿比便成为一个重要的参数，它直接影响爆破的效果。这也是小补偿空间与侧向挤压爆破不同之处。补偿比过大就失掉了小补偿爆破的优越性，补偿比过小则可能产生过挤压现象。所以，需要根据矿石性质和所采用的爆破参数，通过试验具体确定合理的补偿比，其原则是将崩落矿石的松散系数控制在1.1～1.3左右。目前我国几个主要矿山实际采用的补偿比如表Ⅳ—5所示：

表Ⅳ—5　小补偿空间挤压爆破的补偿比

矿山名称	补偿比（%）
Ⅰ矿	12～18
Ⅲ矿	18
Ⅱ矿甲坑	18
Ⅵ矿	8～17
Ⅸ矿	15～20

在小补偿空间挤压爆破中，切割槽（井）的位置和数量也是一个重要因素。切割槽（井）的数量取决于一次崩矿的厚度，一个槽（井）负担的崩矿厚度，一般可达10～15米。如果采场内只有一个切割槽（井），则应布置在采场中央，中心线每侧崩矿厚度各达5～8米。如果有几个切割槽（井），那就要求尽量均匀分布，否则容易造成局部过挤压而影响爆破效果。切割槽（井）的位置，还应考虑布置在矿体的最厚部位，否则崩矿的自由面将受到限制，影响爆破质量，增加矿石损失。

对于小补偿空间挤压爆破，切割槽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。许多矿山在长期生产实践中，通过正反两个方面经验的总结，对这一规律都有比较深刻的体会。

（三）小补偿空间挤压爆破应用范围

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。即使是应用侧向挤压爆破为主的矿山，亦需要应用一部份小补偿空间挤压爆破的方案。如在每个阶段的第一个采场，矿体形状变化较大部位，矿石稳固性差，以及由于爆破、出矿等意外故障相邻矿岩不能正常松散等情况时，都必须采用小补偿空间挤压爆破。

第三节　深孔大爆破设计

大爆破工作不仅关系到资源的回收和国家生产计划的完成，而且也关系到爆破期间作业人员生命的安全。因此，对待大爆破工作，必须在思想上、组织上、技术上、物质上作好充分的准备，以严格的科学态度与高度的革命精神相结合，保质保量的完成大爆破任务。

进行大爆破必须要有设计。正确的爆破设计，是保证获得良好爆破效果的一个重要方面，它必须符合安全、可靠而又经济的原则。

一、大爆破设计资料

爆破设计所需要的原始资料包括：爆破采场的地质说明书，该采场所有巷道的实测平面图、剖面图、补偿空间实测图、炮孔验收图、相邻采场及需要进行特殊保护的巷道和设施的相关位置图等。

二、爆破方案选择

爆破方案的选择，主要取决于采矿方法结构，炮孔布置形式以及采场所处位置和地质构造的特点。爆破方案的内容，一般包

括：起爆方法、起爆顺序及雷管段数确定。在选择爆破方案时应着重考虑下列因素：

（1）保证爆破的完全性及起爆的可靠性；

（2）要求地震波与冲击波的破坏作用最小，以保证采场底部结构的完好；

（3）保证雷管分段起爆顺序的实现，防止出现早爆及混爆现象；

（4）充分发挥炸药爆破能的作用，防止爆破过程中的带炮及落盘现象。

在选择爆破方案时，还必须对起爆方法和起爆顺序予以充分研究，因其对爆破效果有很大的影响。现就这二个问题，论述如下。

（一）起爆方法

深孔大爆破中，广泛应用电雷管主爆和导爆线辅爆的复式起爆方法。这种方法的主要优点是：起爆的可靠性大，能同时起爆大量雷管和准确的控制起爆时间与延发时间；对网路敷设的质量，可以用仪表进行准确的检查；采用远距离合闸起爆，有利于确保人身安全。此外，导爆线网路具有高速传爆的性能，可以提高炸药的爆速；当装药发生故障，而不能保持药包的连续性时，导爆线可起传爆的作用；当雷管在装药或填塞过程中损坏时，可以在导爆线上另加雷管起爆。但这种起爆方法，由于使用电雷管，联线及导通工作比较复杂。同时对雷电作用及杂散电流的防范要求严格，在爆破区段内必须断电，因而给生产带来一定的影响。所以当爆破规模较小，不需分段起爆时，一般都采用单一导爆线起爆。导爆线网路联接简易，不怕雷、电作用，发生拒爆时也易于处理。但它的主要缺点是成本较高和难以准确实现分段起爆。目前有的矿山正在寻求应用继爆管装置，以使在导爆线网路中实现分段起爆。

（二）起爆顺序

无论那种爆破方式都要求按照一定的顺序进行，才有可能获得预期的效果。目前多数矿山为了简化回采工艺和解决矿岩稳固性差、不允许暴露面过大的问题，一般都将切采与落矿同时进行爆破。以水平层落矿为例，其起爆顺序通常由下往上按照扩漏、拉底、形成切割槽（或水平补偿空间）、矿房回采及上底柱回收的顺序进行。但也有个别矿山，如Ⅷ矿则采用先落矿后扩漏斗的爆破顺序，从而保证了扩漏质量和消除了爆破时大量矿石涌出而堵塞电耙道的现象。为了减少地震波与冲击波对底部结构及相邻采场的破坏，应尽可能控制同段的炸药量。对于水平层落矿，特别要控制拉底空间起始段的炸药量，以免破坏底部结构。水平分层落矿时，同一分层中的炮孔，应同时起爆。对有断层、弱面的矿体，更应注意起爆顺序，并采用微差雷管以防止带炮现象。回采时落矿的炮孔，可以按顺序逐排起爆，也可以多排同段起爆。如Ⅷ矿、Ⅳ矿、Ⅶ矿等矿，采用多排同段起爆的方式后，不仅减少了爆破所需要的雷管段数，而且获得了良好的爆破效果。

Ⅷ矿在宽10米，长35米的拉底层中开凿补偿空间，用01-45凿岩机打垂直平行中深孔，孔深5米，炮孔间距1.4米，梅花形排列，总孔数208个，在没有任何切割槽的情况下，根据工人的建议，用即发雷管同段起爆，取得了很好的爆破效果。以后又在宽度不小于3.5～4米的采场中，经过多次实践，将炮孔间距增大至1.6～1.7米，每米炮孔崩矿量达8吨，单位炸药消耗量0.35公斤/吨，都同样取得了良好的效果。

Ⅳ矿在保有一定补偿空间的前提下，改用了扇形多排（3～6排）同段起爆后，克服了单排逐段起爆的带炮和爆破不完全的现象，取得了较好的爆破效果。

对于多排同段爆破的机理，尚需在实践中深入探讨，现在只能通过某些表面现象来进行初步认识。Ⅳ矿在爆破中曾出现过“放空枪”的现象，即相邻多排孔拒爆，而其中某排或单个孔起

爆，结果形成一个在炮孔长度方向延深的喇叭空腔，如图Ⅳ—1。喇叭口最大直径约3米，逐渐向孔底收缩到700～800毫米。空腔的内壁有300～500毫米厚的粉状带，矿石一触即落。根据这一现象，在抵抗线为2～2.5米的条件下，采用多排同段爆破时，则将若干个孤立的喇叭状空腔联接起来，达到很好的破碎效果。

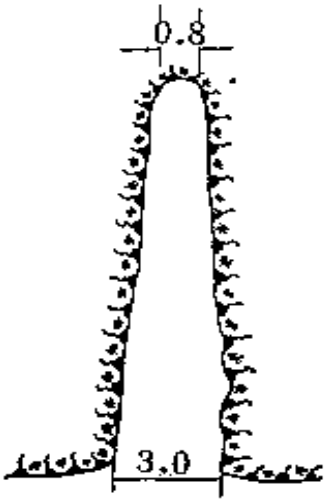


图 Ⅳ—1 Ⅳ矿乙区“放空枪”的示意图

三、电爆网路选择计算

（一）电爆网路设计的基本要求

一个正确的电爆网路设计，应当满足以下几方面的要求：

（1）电源可靠，电压稳定，并有足够的容量；

（2）网路简单可靠，便于计算、联线和导通；

（3）要求每个雷管能获得足够的电流，而且电流强度大致均匀。

（二）电爆网路各组成部分的选择

1．电雷管

电雷管是电爆网路中的一个极为重要的组成部份，故在使用中应注意下列问题：

（1）准爆电流。国产电雷管，其单个电雷管的最低准爆电流不小于0.7安培。对于成组电雷管的最低准爆电流值，目前看法还不甚一致，多数矿山在使用交流电源起爆的条件下，要求每个雷管获得不低于4安培的起爆电流。成组雷管起爆时，所需的电流比单个雷管起爆时要大。这是由于电雷管存在着敏感度不一致，往往由于钝感的雷管还没有来得及获得所需的点燃冲能，敏感的雷管就已起爆而破坏了电路，造成拒爆现象。如果将电流加大到一定数值，就能大大缩短雷管点燃时间，缩小敏感与钝感雷

管间的差别，提高准爆率。如Ⅶ矿曾对720发微差雷管进行了准爆电流试验，试验结果表明有15发雷管拒爆，拒爆率2.08%。拒爆雷管中，起爆电流在3～4安培时为0.54%，起爆电流在2～3安培时为1.54%。试验中还发现起爆电流大小，对同段雷管的齐爆有很大影响。起爆电流大，则响声齐。因此Ⅶ矿认为：在现有雷管质量水平的条件下，应尽可能适当增大每个雷管获得的起爆电流，这对提高爆破质量，将产生积极作用。

（2）串联组中雷管的选配。雷管在串联使用时，由于敏感性不同，使少数雷管产生拒爆。雷管的敏感性，主要取决于电阻大小及引火剂的品种、材料和份量。因此，用于大爆破的雷管必须经过选配。雷管引火剂的质量，目前尚无有效的鉴定方法。所以，在规模较大的爆破中，最好能选用同厂、同类型、同批的雷管。雷管的桥线电阻，可以通过仪表进行检查，目前各个矿山在选配雷管时，其电阻误差值一般为±0.1～0.2欧姆。但近年来，Ⅴ矿将不同厂出品的雷管用于同一串联组中，但要求点火剂和桥线材料相同，而且电阻相近。对于电阻差别大的雷管，根据不同的电阻，分别配成串联组，并联于爆破网路中。

雷管的延发时间也要经过抽查，防止跳段现象。现有的微差雷管质量还不够稳定，可根据情况隔段使用。在爆破中如果段数不够，可以在同一网路中，同时使用微差和秒差雷管。但由于二者性能不同，不能用在同一串联组中，可以各自组成串联组，并联于同一网路中。秒差雷管也可以自行加工，如Ⅴ矿用不同长度的导火线作缓燃剂，增加雷管段数，以满足爆破的需要。

（3）串联组中雷管个数的确定。在电爆网路中，当电压为一定值时，减少每串雷管的个数，增加并联的串组数，将获得较大的电流。但并联串组数量过多，必然增大通过主线的电流，使主线电压降增大，从而又影响到雷管所获得的电流。因此，在不同爆破规模的网路中，串组中雷管个数的确定，都有一定的范围，超出这一范围时，则获得的电流将小于设计的起爆电流。

生产中通常一个串联组的雷管数为10～20个。使用高电阻雷管，则个数不宜太多。一排炮孔通常是联成1～2个串联组。尽可能避免不同排雷管联线的串调和减少串空雷管。

目前各矿在设计中，大多数采用各串联组电阻值基本相等的做法，以达到雷管获得较均匀的电流和简化网路计算的目的。为了使各串组电阻平衡，除了用空雷管作平衡电阻外，还可采用电阻丝来平衡。个别矿山，在爆破规模小和起爆电流足够的条件下，并不强求每个串联组的电阻一致，而允许相差一定的范围。

（4）单雷管或并联双雷管的应用。在一个炮孔内，可以只装单个雷管，也可以装入并联双雷管。这两种方式对于保证网路准爆的可靠性，各个矿山尚有不同的看法。但多数认为，炮孔内装单个雷管，对于准爆的可靠性，并不低于并联双雷管。相反，并联双管的串组中，如果一个雷管发生断路，另一个雷管将通过比同串中其它雷管加倍的电流，而造成早爆，反有引起整串拒爆的可能，这也是被矿山的实践所证实的。但也有矿山认为，如果通过串组中的电流很大时，即使一个雷管断路，由于通过电流较大，各个雷管点燃时间差别很小，因此不会由于个别雷管早爆而产生成串的拒爆。

2．导线

电爆网路的导线，包括端线（脚线），联线、区域线和主线。

端线是用来接长雷管脚线，并引出孔外联成串组。各串组再接于连接线上，连接线与主线之间用区域线连接，主线则直接与电源相连。

出厂雷管的脚线长度，一般都为2米，这就限制了起爆药包的位置只能在距孔口1.2米左右的地方，往往是产生起爆药包被带掉，而造成炮孔拒爆的原因。因此许多矿山采取将脚线剪掉，另接上3～4米端线的做法。端线常用0.2～0.4毫米^{2}的多股胶质铜线，这不仅解决了带炮问题，也减少了脚线在装药过程中被折断

的可能性，可是却增加了胶质线材的消耗。

连接线和区域线通常都用塑料或绝缘胶质铝线或铜线。

主线一般都采用动力电缆或专设的爆破电缆。主线电阻对爆破网路的总电阻有很大影响，应选用适合的断面规格。

导线的电阻可以查表，或用下式计算：

$$R=\rho\cdot\frac{L}{S} \qquad (Ⅳ-4)$$

式中 L——导线长度，米；

S——导线的截面，毫米^2；

ρ——电阻系数，铜为0.0175、铝为0.028，铁为0.1324，欧姆—毫米^2/米。

在网路计算时，通常只计算主线电阻，或按规定主线电阻值选择其截面。当网路电阻过大不合设计要求时，则应采取相应措施，特别是降低主线电阻值。

3．电源

目前我国有底部结构强制崩落法矿山的爆破规模一般都较大，井下大爆破中耗用雷管数也较多。特别是采用中深孔的矿山，其雷管数可达4～5千发，故起爆所需总电流亦高达近千安培至数千安培，而网路总电阻仅在0.5～1欧姆以下。因此爆破电流均采用动力电源，供电方式大多为单相供电，即爆破网路接到三条相线之间，其电压为380伏。其动力电源的变压器，在瞬间短路的情况下，输出电流最大可达额定电流的20倍。而各个矿山在实际应用中，其允许超负荷的范围，根据变压器的特性、使用的新旧程度而不同。有的矿山只允许超过一倍，也有的矿山则允许超过额定电流的6～8倍。当变压器达到额定电流时，其内部将产生5%左右的电压降。此时输出电压降至380伏，网路总电流可以用$I=\frac{380V}{R}$求得。当变压器输出电流成倍的超过其额定电流时，变压器内部压降亦将成倍的增加。这种情况下，进行网路计

算时，应考虑变压器内部阻抗，不能用380伏作为其输出电压。

为了充分发挥变压器的输出能力，有个别矿山采用三相供电，以解决起爆电流不足的困难。三相供电虽然输出能力大，但应要求磁力开关接点同时接触，防止由于某一相先爆，而中断其他相的线路。磁力开关可以用示波器进行检查调整。此外也可以将各相分别并联在2～3个磁力开关上，以确保各相同时供电。三相供电时，爆破网路以采用三角形联接为宜，并力求各相电阻平衡。

（三）电爆网路的联接形式

深孔特别是中深孔大爆破的特点，是一次起爆的雷管数多。因此电爆网路的连接方式，对节省导线、简化计算、便于联线和导通检查，以及保证雷管有足够的起爆电流等方面有着重要的作用。

我国采用有底部结构强制崩落法矿山实际用的网路联接形式，见表Ⅳ—6。

必须指出，上表中各种网路连接形式的优缺点，是相对存在的。在某种条件下，优缺点甚至发生转化。因此网路连接形式，应根据各矿山的具体情况并通过生产实践确定。

（四）电爆网路的计算方法

上述几种联线方式，其网路的计算虽略有不同，但基本方法是一致的，根据计算的繁杂程度可分为详算与简算两种。

在实际网路联接中，各串联组是相隔一定的间距通过连接线连接的。根据电工原理，按照每个阶梯联接应该用并联公式进行计算。但此种方法十分繁锁，所以目前大多数矿山采用了假定各串联组都并联于连接线末端的简单计算法。现以常用的串—并—并为例，将其计算步骤列举如下：

1．第一区域内一个串联组的电阻R_c

$$R_c = r \times N \qquad (Ⅳ—5)$$

式中　r——电雷管电阻，欧姆；

表Ⅳ—6　电爆网路联接形式

联接形式	应用的矿山	主　要　特　点	优　　点	缺　　点
串—并—并 并—并	Ⅳ矿 Ⅰ矿 Ⅶ矿 Ⅸ矿 Ⅴ矿* Ⅷ矿 Ⅱ矿甲坑	1.每孔一个雷管 2.各孔之间串联，各串组依次并于连接线、区域线和主线上	1.网路敷设工作较小 2.易于检查串组质量 3.总电流较小	当串数很多时，区域导通时掉串现象不易发现
并—串—并	Ⅵ矿	1.孔内双管并联 2.每串雷管直接用胶质线拉至集中导通站，导通后并联，再与主线相接 3.各串组电阻及连接线电阻基本相等	1.计算简单，串组导通快、检查方便 2.孔内双雷管，起爆可靠性相对增加	1.导线消耗大 2.每个炮孔并联一对雷管，当其中一个雷管断路时，难以检查发现，起爆电流低时，还可能引起成串拒爆
并联	Ⅱ矿乙坑	1.不同厂家雷管同时使用 2.每个炮孔一个雷管，各个雷管直接连在区域线上	1.导通连线较方便 2.个别雷管断路不影响整个网路	1.需要总电流大 2.个别雷管损坏不易发现

* Ⅴ矿一个炮孔装二个雷管，分别位于孔口与孔底。同排中，位于孔口的雷管与相邻孔孔底的雷管组成一串，每个孔参与两个独立的串联组。它比孔内双管并联可靠，且便于检查，但装孔底雷管比较麻烦。

N——串联组的炮孔数目。

2．第一区域内各串联组并联后的电阻 R_{b_1}

$$R_{b_1}=\frac{R_C}{M_1} \qquad (Ⅳ—6)$$

式中　M_1——第一区域内并联的串组数。

上式要求每个串联组的电阻R_c基本相等。

3．第一区域内联接线电阻r_{L1}

$$r_{L1}=K\times r'_{L1} \qquad (Ⅳ-7)$$

式中　r'_{L1}——第一区域内连接线电阻，欧姆；

K——系数，1～0.33。

4．各个区域的电阻$R_{q1}\cdots\cdots R_{qn}$

$$\left.\begin{aligned} R_{q1}&=R_{b1}+r_{L1}+r_{q1}\\ &\vdots \qquad\qquad \vdots\\ R_{qn}&=R_{bn}+r_{Ln}+r_{qn}\end{aligned}\right\} \qquad (Ⅳ-8)$$

式中　$r_{q1}\cdots r_{qn}$——1…n区的区域线电阻，欧姆。

5．网路总电阻R_z

$$R_z=R_z+R_{qz}=R_z+\frac{1}{\frac{1}{R_{q1}}+\frac{1}{R_{q2}}+\cdots\frac{1}{R_{qn}}} \qquad (Ⅳ-9)$$

式中　R_z——主线电阻，欧姆；

R_{qz}——各个区域的并联电阻，欧姆。

6．网路总电流I_z

$$I_z=\frac{V}{R_z} \qquad (Ⅳ-10)$$

式中　V——为变压器输出电压，伏特。

7．主线与区域线连接处的端电压V_q

$$V_q=V-I_z\cdot R_z \qquad (Ⅳ-11)$$

8．各区域总电流$I_{q1}\cdots\cdots I_{qn}$

$$\left.\begin{aligned} I_{q1}&=\frac{V_q}{R_{q1}}\\ &\vdots \qquad \vdots\\ I_{qn}&=\frac{V_q}{R_{qn}}\end{aligned}\right\} \qquad (Ⅳ-12)$$

9．区域线与连接线相接处的端电压V_L

$$\left.\begin{aligned} V_{L1}&=V_q-I_{q1}\cdot r_{q1}\\ &\vdots \qquad\qquad \vdots\\ V_{Ln}&=V_q-I_{qn}\cdot r_{qn}\end{aligned}\right\} \qquad (Ⅳ-13)$$

10．每个雷管获得的电流i_1……i_n

$$\left.\begin{aligned} i_1 &= \frac{V_{L_1}}{M_1} \\ &\vdots \quad \vdots \\ i_n &= \frac{V_{L_n}}{M_n} \end{aligned}\right\} \qquad (\text{Ⅳ}-14)$$

计算结果，每个雷管获得的电流不应小于要求的最低准爆电流。如达不到此要求，则可采取改变导线断面、增加电源输出能力，或者改变网路联接形式等方法解决之。

实践证明，上述简算法是一种实用的计算方法，其计算值与实测值是十分接近的，可以满足电爆网路的精度要求，其适用条件如下：

（1）要求所选用的联接线截面较大；

（2）阶梯并联的串组数量不宜过多；

（3）各串联组的电阻值基本相等。

但也有一些矿山认为，在爆破规模较大，网路敷设复杂，串联组数量很多（20串以上），而且从第一串到最后一串的距离又较长的条件下，不宜用简算公式。因为电流通过每个阶梯所产生的线路压降，使离电源最远的串组获得的电流就最小。因此，不能只计算网路的平均电流，而要求算出离电源最远的串组所获得的电流，是否达到设计要求。其计算程序是由网路的末端开始，按平行阶梯用并联计算公式，依次推算各联接点电阻，再进行电流分配计算，也就是详细计算法。

通过对同一电爆网路，采用上述两种方法进行计算的结果，可以发现用简算得出的电阻值，无论在任何情况下都大于按阶梯网路详算所求得的电阻值，并且随着联接线截面的减少与串组数量的增加，其值相差愈大。这是由于在阶梯算法中，连接线是参与并联计算的，其电阻值必然会减少。由于按简算方式得出的网路电阻总是偏大，因此，只要电流能满足雷管准爆要求，就无须再进行详算了。有的矿山为了减少两种计算方法的阻差值，在应

用简算法时，根据经验将连接电阻乘一系数K(其值为1～0.33)，以使其计算值更为接近。为了保证计算结果的可靠性，在进行爆破规模较大的网路计算时，一般采用两种计算相结合的方法，即先用简算法求得各个爆破分区的雷管电流，再选择其网路最大负荷区和最远的串组，用详算法进行电阻和电流分配的验算。以确保最远区的雷管电流达到设计要求。

四、装药结构与药量计算

各矿山通常都是采用柱状药包连续装药，装药系数根据不同的矿石物理力学性质，变化于65～85%之间。相邻炮孔一般都交错采用不同的装药长度，使孔口部分的药包间距，保持0.4～0.6倍抵抗线的距离。为了防止多排分段爆破的起爆药包被带掉，起爆药包一般都在距孔口2.5～3米的位置。

炮孔堵塞均是采用炮泥和木楔，并应尽可能堵塞严密。

装药量计算，一般都是根据炮孔验收实测图，确定出装药长度，再根据药包规格，计算总药量和单位炸药消耗量。

五、爆破安全范围的确定

随着爆破规模，落矿方式及起爆方法和顺序的不同，所产生的地震波及空气冲击波的危害程度也不一样。因此，凡受大爆破地震与空气冲击波以及炮烟影响的区域，都应确定其危险范围。在此范围以内的设备及重要的井巷工程应予以保护。对直接承受空气冲击波危害的地方，可增设临时防波措施，以减弱冲击波的强度。

目前，对大爆破地震波及空气冲击波的危险半径，都采用下列公式计算：

地震波危险半径r_c：

$$r_c=\frac{K_c}{\sqrt[3]{n}}\cdot\sqrt[3]{Q}，米 \qquad (Ⅳ—15)$$

式中　Q——最大一响的炸药量，公斤；

K_C——按保护区域岩石性质而定的系数；

n——爆破作用指数。

空气冲击波危险半径r_B：

$$r_B = K_B \cdot \sqrt{Q}\text{，米} \qquad (\text{Ⅳ}-16)$$

式中　K_B——按被保护物的安全等级而定的系数。

矿山实践证明，上述公式应用于地下深孔大爆破，算出的数值明显偏大。Ⅵ矿的实际资料可具体的说明这一问题，见表Ⅳ—7。

对坑内大爆破地震与冲击波破坏范围较小的原因，该矿提出了以下的看法：微差雷管起爆，排与排之间的地震波很大部分会相互抵消；周围井巷工程、回采工程以及崩落区破坏了传播地震波介质的均匀性，也使得大量冲击波受到缓和，而降低了它的强度。

六、大爆破设计实例

（一）采场布置

倾斜中厚矿体，采用阶段崩落法，电耙道沿走向布置在矿体底盘，水平扇形中深孔落矿。

（二）凿岩爆破参数及爆破规模

最小抵抗线 1.5 米，孔底距0.9～1.1W，最大孔径65毫米，炮孔总数1930个，炮孔总深16000米，崩矿量7.2万吨。

（三）爆破方案

采用复式起爆方法。按采场布置情况划分三个爆破分区，形成串—并—并—并网路。使用铜脚线10段微差电雷管，雷管平均电阻 3.5 欧姆。由于炮孔多达 22 排，故采用多排同响的起爆顺序。雷管分段安排见爆破网路设计图（图Ⅳ—2）。

（四）网路参数选择计算

按经验每串雷管取14个，并试算其起爆电流。

表Ⅳ—7　Ⅵ矿爆破震动观测成果表

爆破地点		××××矿				×××矿			Ⅴ矿	××矿
爆破药量（吨）		200.4				86			22.6	62
爆完时间（毫秒）		10段　380毫秒				13段　650毫秒			10段380毫秒	秒差雷管
矿岩名称		矽卡岩闪长岩	含铜磁铁矿	磁硫铁矿	磁硫铁矿	闪长岩矽卡岩	闪长岩矽卡岩	含铜磁铁矿	矽化角砾岩	闪长岩
稳固性		稳固 f=10～12				稳固	稳固		f=5～7	稳固
地震波观测情况	观测地点	35米井筒石门	35米1号电耙道	35米2号电耙道	35米3号电耙道	-85米5号盲井井口	-85米老盲井井口	-125米电耙道		
	距爆破中心距离（米）	152	37.1	42.3	67.8	125	190	57.7		
	振动延续时间（毫秒）	440	350	310	580	520	780	1100		
	最大振幅速度（厘米/秒）	6.33	46.8	22.7	16.7	4.76	7.8	23.56		
	地震级数	7	9	8	8	6	5	8		
计算参数	爆破作用指数n	0.7				0.7			0.7	0.7
	岩石性质系数h_C	7				7			6	7
	最大段炸药量Q（吨）	33.67				25.6			12.3	15.6
计算的危险范围R_C（米）		250				233			155	197
被保护建筑物情况	名称	竖井吊框支架	1#电耙道	2#电耙道	3#电耙道	5#盲井吊框支架	老盲井混凝土支护	-125米电耙道	竖井吊框支架配电所	竖井吊框支架
	距爆破中心距离（米）	200	37.1	42.3	67.8	125	190	57.7	143.2	72.5
	爆破后观察情况	无损	混凝土无损	混凝土无损	未支护处掉小块	无损	无损	未支护处掉小块	无损	无损

每串雷管平均的电阻：$R_C = n \times r = 14 \times 3.5 = 49$ 欧姆

串联组总数：$M = \frac{N}{W} = \frac{1930}{14} = 138$ 组

网路并联总电组：$R = \frac{R_C}{M} = \frac{49}{138} = 0.355$欧姆

网路总电流：$I = \frac{V}{R + R_z} = \frac{380}{0.355 + 0.1} = 834$ 安培

每串（个）雷管电流：$i = \frac{I}{M} = \frac{834}{138} = 6$安培

式中 n——每个串组的雷管数；

r——每个雷管的电阻，欧姆；

V——变压器输出电压，伏特；

R_z——主线电阻，欧姆。

在没有考虑区域线和联接线电阻的情况下，试算雷管电流为6安培，大于设计电流4安培的1.5倍，故可采用14个雷管为一串联组。

根据各爆破分区线路敷设长度，联接线及区域线分别采用断面为10、16、25毫米^{2}多股胶皮绝缘铅线。经实测其电阻值为：10毫米^2—0.3欧姆/100米、16毫米^2—0.9欧姆/100米、25毫米^2—0.1欧姆/100米。

主线采用电耙绞车的动力电缆，断面为25毫米^2（一相），实测电阻为0.1欧姆。

电源开关设在阶段区域变电所。变压器容量为180KVA。爆破站选择在距爆破区300米外的一个独头穿脉巷道里。

网路计算采用简单计算法。计算中考虑了电流超负荷时，引起变压器输出电压的下降。网路参数计算详见表Ⅳ—8。

（五）装药结构及装药量

采用柱状药包连续装药。起爆药包装在距孔口2.5米处。孔口装药密集系数为0.3～0.5W。用炮泥、木楔堵塞。

表Ⅳ—8　电爆网路参数计算表

单位：电阻——欧姆　电流——安培　电压——伏特

爆破分区	Ⅰ			Ⅱ			Ⅲ		
天井编号	101	102	103	201	202	203	301	302	303
每串平均电阻	49	49	49	49	49	49	49	49	49
天井串数	17	20	21	14	18	17	9	10	12
天井并联电阻	2.88	2.45	2.33	3.5	2.72	2.88	5.44	4.9	4.08
联接线电阻	0.3	0.18	0.3	0.3	0.18	0.3	0.16	0.08	0.16
天井电阻	3.18	2.63	2.63	3.8	2.9	3.18	5.6	4.98	4.26
分区并联电阻	0.93			1.08			1.62		
区域线电阻	0.04			0.05			0.05		
分区电阻	0.97			1.13			1.67		
总并电阻	0.397								
主线电阻	0.1								
网路总电阻	0.497								
总电流	764								
变压器超负荷倍数	764/260≈2.9								
变压器输出电压	400－(400×2.9×5%)＝342								
变压器输出电流	342/0.497＝688								
主线端电压	342－688×0.1＝273.2								
分区电流	281			243			164		
分区端电压	273.2＝281×0.04＝262			273.2－243×0.05＝261			273.2－164×0.05＝264.8		
天井电流	83	99	99	69	90	84	48	53	63
雷管电流	4.8	4.95	4.7	4.9	5.0	4.9	5.3	5.3	5.2

采用2#岩石炸药和反修炸药。炸药猛度不低于12～13毫米，殉爆度不低于80毫米，密度为0.95～1.1。药包直径为45毫米和50毫米两种，药包长度为220～250毫米，平均重量470克。装药系数为0.85，总药量为26000公斤，最大一响炸药量为3450公斤，单位炸药消耗量为0.37公斤/吨。

（六）爆破危险半径的计算

地震波危险半径r_C：

$$r_C=\frac{K_C}{\sqrt[3]{n}}\cdot\sqrt[3]{Q}=\frac{2}{\sqrt[3]{1}}\times\sqrt[3]{3450}=30\text{米}$$

空气冲击波危险半径r_B：

$$r_B=K_B\sqrt{Q}=3\sqrt{3450}=176\text{米}$$

根据上式计算结果，此范围内的有关设施应予维护加固。

第四节　大爆破的准备与施工

一、大爆破准备工作

（一）组织准备工作

矿山的经验证明，建立一个集中领导、统一指挥的大爆破指挥部，是完成大爆破任务的重要保证。指挥部下设政宣、技术、安全保卫、材料供应、维护撤退、生活福利、调度通讯等职能机构，装药人员则成立装药队，配备队长和指导员。只有建立十分严密的组织机构，才能适应大爆破工作的复杂性和工作量大、涉及面广及作业人员多等特点。

（二）现場条件准备工作

爆破前，必须按设计要求，全面检查爆破采场的现场条件，如拉底或切割槽的边界，补偿空间的容积，底部结构的稳固状况，不合格炮孔的处理，运药及装药地点的安全通道，装药板台的架设质量，地震波与冲击波作用范围内设备的保护、照明及通风设施的完好状况，大爆破站位置的选择和建立等。爆破现场条件，必须由主管生产的负责人及有关专业人员组成检查组，亲赴现场检查。

（三）爆破器材及工具的准备工作

爆破使用的炸药、雷管、导爆线和各种导线，都必须在地面进行试验及测定，并提交书面资料。

炸药。应进行炸药的猛度、殉爆度、传爆及防水的试验。对

于涌水量大及高温爆破条件下使用的药包，应采取特殊措施。

雷管。应进行外观检查和导通检查。对所使用的雷管作串联成组的爆炸试验，以测定其准爆电流，并作铅板穿孔试验来检查起爆能力。如爆破区涌水量大，还应作雷管的浸水爆炸试验。

导爆线。作外观检查和联结方法及传爆性能的试验。

导线。按设计要求的断面、长度进行导通和电阻测定。

装药工具。如组合炮棍及处理装药故障的各种专用工具，都应按装药队、组事先配备。

（四）装药前的准备工作

在政治动员与装药组织落实以后，为了使装药人员对所担负的任务做到心中有数，还应进行以下两项准备工作：

1．技术交底

爆破规模较大的矿山在装药前，除了作口头技术交底外最好作连线演习。例如Ⅶ矿将爆破的全部雷管，在专设的预爆棚内，由装药队、组按设计网路进行联接，并实测各分区电阻。根据实测数据，重新调整网路计算，作为井下导通的依据。

2．现场检查

装药队、组按分配的装药地点，熟悉现场情况，用炮棍检查炮孔深度，提出影响装药操作而必须工区进行处理的问题，以便事先采取措施解决。

二、大爆破施工

（一）装药连线工作

选择直径较小，密封完整无损的药包，用雷管钎子钻一深120～150毫米小孔，插入导爆线，并沿药包长度折回，用麻绳或胶布绑扎，然后装至炮孔底部。

每次装药个数，不宜过多。发生装药故障时，必须用专门工具进行处理，以确保装药质量。对于个别水大的炮孔，可以采用药包加塑料套的防水方法，也可以采用涂沥青防水。

装药方式目前仍以人工为主。装药效率一般为150～250公斤/工班，Ⅵ矿、Ⅷ矿平均效率为500公斤/工班。目前装药器仅用在炮孔有变形、难以用炮棍装药的局部地段。用装药器装药，具有装药密度大、劳动强度低等优点，特别是采用挤压爆破时，头排炮孔经常被矿堆堵塞，影响炮棍的使用而造成装药的困难，如果采用装药器，就可以进行装药。因此，进一步改进和推广装药器，应作为提高爆破质量的一项重要措施。

起爆药包应选用包装完好的药包来制作，用雷管钎子在药包上钻一小孔，将雷管全部插入，用脚线绕扣固定在药包上。雷管脚线按设计进行联接，接头方法一般用绞接。接头要求用砂纸擦净和接紧，并用胶布包好。线路必须清楚整齐，并紧靠巷道壁帮。

（二）导通工作

用于井下导通的仪表，一般为205型线路电桥，也有不少矿山采用爆破欧姆计。其它如惠斯登电桥、凯尔文电桥和万用表等，因工作电流较大，不能用于导通雷管。

205型电桥和爆破欧姆计，经有关科研单位的测定，最大工作电流远低于雷管的最大安全电流。在正常情况下，工作电流一般不大于20毫安，因此可以保证工作面导通的安全性。此种仪表不足之处，是当网路总电阻很小时，其精度尚不能满足要求。

在平巷导通时，可直接进行分组导通。在天井导通时，为了节省导通时间，可以用一根联接线作为公用线接仪表接线柱，而每个装药组又各自将其专用导通线依次接到另一接线柱上，进行单串或2～3串雷管的导通。在进行分区或支线导通时，如并联串组数过多，就不容易发现在仪表读数上掉串的情况。为了解决这个问题，Ⅷ矿采取了下述措施，即将一根联接线截为两段或三段分别导通（图Ⅳ—3）。每一段的串联组数应保证在掉串的情况下，仪表读数能明显的反映出来。

导通值的允许误差，各个矿山根据自己的特点，规定了不同

的范围。其最低的要求，是分串导通不掉雷管，分区导通不掉串，总导通误差不超过设计总电阻的5%。

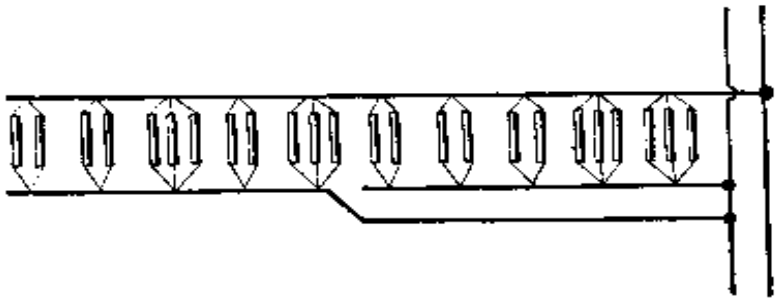


图 Ⅳ—3 检查掉串连线图

（三）拆除工作

对于高天井水平孔的大爆破，这是一项特别细致而又繁重的工作。稍不注意，就有砸断线路的可能。因此，进行板台拆除时，应有专人监视，并随时用仪表检查电阻是否发生变化。

只有在拆除工作结束并进行导通复查后，才进行网路的总导通。在全部导通数据合格、确认网路完好无损、电源电压正常、安全保卫就绪、全部人员撤离爆破危险区以后，才能由总指挥部下达合闸命令。

（四）爆破安全技术

1．杂散电流的测定

由于坑内动力、运输或照明电网的漏电、雷电及电磁辐射的感应电流，以及岩体本身存在的自然电位差而产生的杂散电流，危及到应用电力起爆的安全性。其中以架线电机车引起的杂散电流危害最大。因此，在进行爆破时，应采取必要的防杂措施，并进行杂散电流的测定，以保证其电流值低于安全规程所允许的范围。

目前，由于专用测杂仪表的缺乏，矿山通常都用万用表进行测量。但因为电表内阻与电雷管电阻不等，所以电表上的读数不能准确的反映流入雷管的电流值。有的矿山采用公式进行换算，但其换算值与实际测量杂散电流值有较大的差别。最近，安全研

究单位通过大量的现场测量，提出了用测量电雷管两端的电压降以求得流入电雷管电流的原理，设计了专门的杂散电流测定仪，并提出了防止杂散电流引起电雷管早爆的一系列措施。

2．火区爆破的安全技术

对于高温火区开采进行大爆破作业的安全技术，××矿及Ⅶ矿甲区提供了比较完整的经验。这两个矿区为高硫矿床，坑内空气温度一般为32～37°C，最高达60°C。炮孔温度一般为40～65°C，最高达135°C。雷管起爆药包在高温炮孔中不需要通电就可能产生自爆。通过大量的试验研究工作，现在已基本上掌握了自爆的规律，从而能够有效的制定防止自爆的措施。

当矿石中黄铁矿含量高于30%，硫酸铁与硫酸亚铁的铁离子之和（$Fe^{++}+Fe^{+++}$）高于0.3%，孔底温度在70°C以上，水分为3～4%，矿石与炸药直接接触时，就有自爆的可能。

为了确保爆破作业的安全，必须采取下列的措施：

（1）爆破前三天进行炮孔温度的测定和岩粉取样，分析其含硫量；

（2）若有自爆可能时，装药前应进行炸药自爆试验，即在现场的炮孔内埋一个药包，观察其变化，以得出爆破时安全作业的时间；

（3）炮孔温度在80°C以上时，只许使用4#抗水硝铵炸药；炮孔温度在60～80°C时可用2#岩石或铵油炸药，但药包需用沥清牛皮纸包装，外涂水玻璃或包一层玻璃布；当炮孔温度低于60°C时，药包外可涂以普通石蜡；

（4）在炮孔温度低于60°C，可以用铁壳或铜壳电雷管起爆；温度高于50°C时，需将雷管表面石蜡除去；

（5）装药前应准备好足够的、畅通的安全出口；装药过程应设专人观察，发现有炸药燃烧味或炮孔中有黄烟冒出的自爆征兆时，人员应立即撤离爆破区；

（6）严密爆破组织，实现快速装药；各个炮孔装药完毕

后，一起装起爆药包和堵塞炮泥，并快速联线。装药联线作业时间，一般不能超过2～4小时。

3．雷击放电或强力电磁辐射引起早爆事故的预防

对于有雷击危险的地区，在爆破前必须预先了解气象情况，尽可能避免雷雨期间进行爆破。必须进行爆破时，应将爆破区内的管道断开，网路的主线和分区支线均应短路。

对于矿区周围设有强力无线电波发射台者，在爆破期间，应严加注意。

三、大爆破后的通风及生产恢复

生产实践表明，规模较大的大爆破冲击波，可以使爆破所产生的有毒气体沿巷道抛掷和漫延较远的距离。对于深部阶段，则相对积存在坑道内的有毒气体浓度增大。因此，大爆破前，应由通风部门提出通风方案或增设临时性的通风工程，并进行通风设备的试运转，保证通风设施处于良好状态，以尽量缩减炮烟排出时间。响炮后，立即开动风扇，待炮烟基本排出，才能由有关人员配带必须的自救器具到爆破区进行试探性检查，在确认没有炮烟涌出，风流方向稳定，一氧化碳浓度小于0.22%，全部照明网路恢复，安全通道经过处理后，才能正式恢复生产。

第五章　电耙道维护

在有底部结构崩落采矿法中，电耙道是出矿的咽喉，一旦在出矿过程中发生塌落，就要影响生产，如果破坏严重无法修复，势必造成资源的大量损失。不少矿山如Ⅲ矿、Ⅰ矿、Ⅹ矿、Ⅱ矿、Ⅵ矿等矿，由于矿石或围岩松软、破碎，电耙道需要维护；其维护所需要的劳动量，均超过采切总劳动量的1/3，并消耗了大量木材、钢材和水泥。

电耙道的维护工作，与其它类型巷道相比较，是有所不同的，原因是：

（1）电耙道须承受底柱上部松散矿岩的压力、爆破冲击力和放矿时矿石的冲击与磨损；

（2）电耙道两侧开凿有许多放矿口，其上部又开切了许多漏斗或堑沟，因而大大地削弱了电耙道的稳固性；

（3）采场底部结构中的各项工程，位置不允许随意改变，因而很难避开局部的地质构造，这就增加了维护的复杂性。

我国近十多年来，不仅在解决电耙道支护方法上积累了一定的经验，而且在进行地压管理上，也取得了某些成效，基本上保证了本方法的顺利应用。

第一节　采场地压

在讨论电耙道维护之前，有必要说明一下采场地压问题。因为了解底部结构上地压的来源和它的活动规律，在选择维护方法时，才能做到有的放矢。关于有底部结构强制崩落法的地压问题，这里只能谈一些一般规律性的东西，对于解决复杂的具体问题，还有待进一步深入地研究。

一、围岩崩落的基本规律

在有底部结构崩落采矿法中，底部结构上所承受的压力，来源于上部的松散矿岩。崩落采矿方法的特点，就是要求随着落矿过程，围岩发生崩落，而这一崩落过程，由于受到许多因素的影响，是比较复杂的。但是通过模拟试验和现场观测，可以了解到它的一些基本规律。

从围岩崩落过程的机理来看，第一个阶段首先是采空区顶部冒落，成拱形逐渐向上发展，拱顶偏向顶盘。待其通到地表，拱顶周围岩石发生滑落，构成一个楔形体，这种情况在Ⅱ矿甲坑上部可以明显地看出。随着开采深度增加，楔形体下落进一步龟裂、破碎而出现地表下沉。同时由于下部阶段采空，两盘围岩按照崩落角度，从下到上发生断裂，各自构成棱柱体下滑，于是在地表下沉面的两侧，便出现断裂台阶，如图Ⅴ—1所示。这种现象在Ⅱ矿甲坑和Ⅰ矿，都可以清楚地看到。棱柱体内部虽然有裂缝，但还是一个整体，而楔形体则比较破碎。棱柱体断裂处实际是一个弧形断面，上部陡峻而下部较缓。随着回采工作向下延深，矿体的顶、底盘不断出现新的滑动棱柱体。棱柱体断面与水平面构成的崩落角，也逐渐减小。一般是底盘在一定深度先行停止崩落，而顶盘一直到接近岩石内摩擦角或更大一些，才停止崩落。至于矿体两翼，仅在上部一两个阶段，发生向外扩张的崩落，再往下由于受到顶、底盘的夹制作用，不但不再崩落，反而向矿体中央收缩，如图Ⅴ—2所示。一般说来，顶盘的崩落角在40°以上，底盘在45°以上，矿体两端在80°以上。

但是有些矿体，由于受到地形的影响，在崩落带的形状上，虽然也与图Ⅴ—2中极其相似，可是在细节上却有一定的差异。如Ⅱ矿甲坑的地表崩落带，因为矿体的两端都处于山谷地带，山谷的坡面角又很陡峻，顶盘的崩落线在山谷处暴露后，便造成大量滚石向山谷滑落，使顶、底盘崩落线无法闭合，因而其两端

的崩落角便没有受到顶、底盘的夹制作用，故角度要比一般的小得多，据现场实测只有55°。

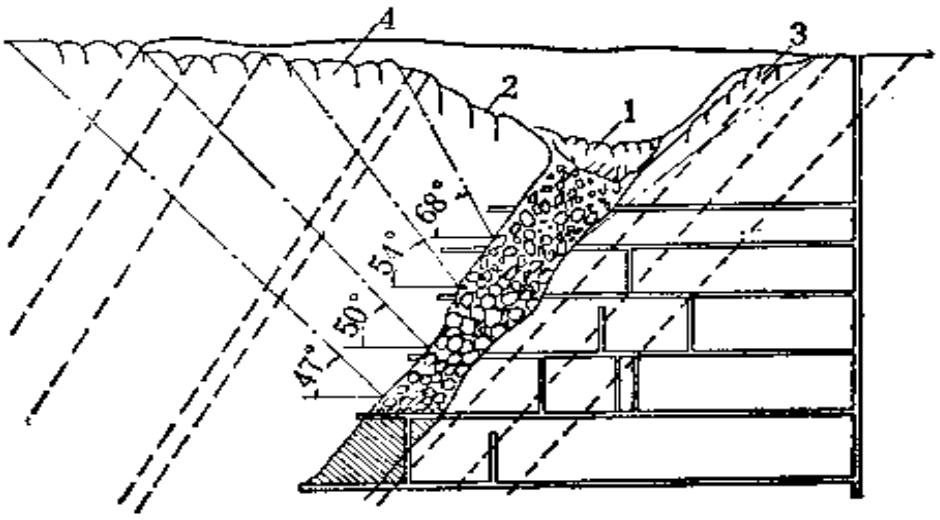


图 Ⅴ—1 断裂台阶、楔形体和滑动棱柱体示意图

1—楔形体；2—顶盘滑动棱柱体；3—底盘滑动棱柱体；4—断裂台阶

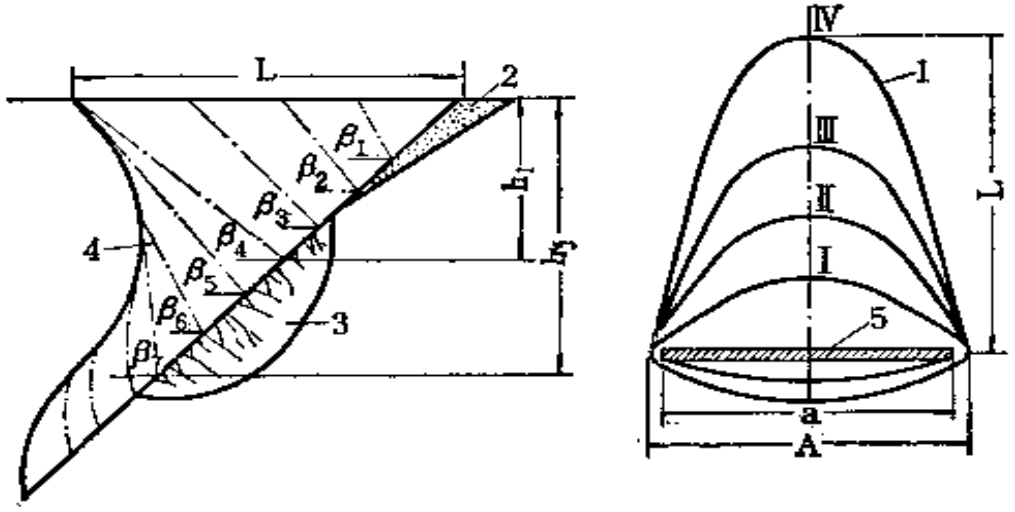


图 Ⅴ—2 围岩崩落规律示意图

1—地表最大崩落界限；2—底盘滑动棱柱体；3—底盘岩石压碎带；4—顶盘岩石最大崩落界限；5—矿体；h_1—临界崩落深度；h_j—极限崩落深度；β—顶盘崩落角

在崩落采矿法中，顶盘滑动棱柱体的运动，是垂直矿体向下，而底盘棱柱体则是沿矿体倾斜下滑。因而所产生的地压，顶

盘棱柱体是占有首要的地位。从崩落的深度来看，顶盘棱柱体所达到的深度要大得多。但是矿体顶盘崩落到一定深度后，崩落范围也不再发展到地表，这一深度叫临界深度。此后，顶盘崩落角逐渐加大，在到一定深度后，顶盘崩落成拱形，其崩落角亦不再变动，地压也趋于稳定，这时的深度叫做极限崩落深度，见图Ⅴ—2。

以上论述，是在理想条件下对围岩崩落基本规律的概括。在生产实际中，由于矿体赋存要素的变化，围岩稳固程度的不同，矿区地形的起伏，再加上复杂的地质构造影响，各个矿山的崩落界限、滑动棱柱体的形状和崩落过程的特点，总是各不相同，上述狮山坑的例子便是一个见证。但是，其大体规律性还是一致的。

二、底部结构上部地压活动规律

从底部结构上部地压活动规律来看，可以分为三个阶段。

第一个阶段是采场尚未进行切割和落矿，此时在电耙道上面是完整的矿体。虽然也有向下的压力，但由于整体矿石本身还有一定的承载能力。故给予底部结构上部的压力，是比较小的。

第二个阶段是采场内落矿之后，底部结构上部充满松散矿石。松散矿石承担压力的能力甚微，所以底部结构上部的地压必然增大，比整体矿石要大得多。松散矿石作用在底部结构上的压力是不平均的，采场周围的压力较小，而中心最大。这是由于采场内部松散矿石对周围矿壁之间摩擦阻力和承压拱作用的影响，如图Ⅴ—3所示。

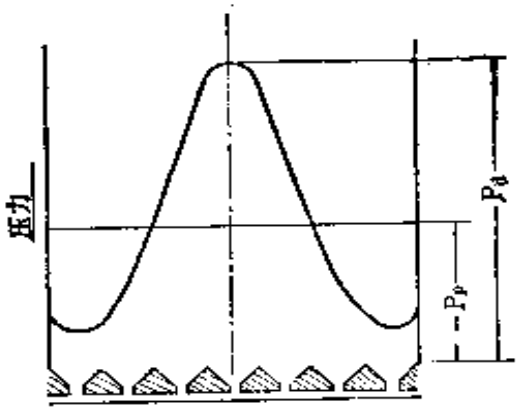


图 Ⅴ—3 底部结构承受松散矿岩压力的分布规律图

P_d—最大压力，P_p—平均压力

第三阶段是采场开始放矿。放矿过程使底部结构承受压力的情况发生变化。由于放矿漏斗上部松动椭球体内矿岩发生二次松散，不再承受压力，因而在其顶端出现免压拱，拱的上部松散矿岩压力传递到四周，见图Ⅴ—4。这样就出现了以放矿漏斗为中心的降压带，同时在其周围一定距离范围内形成增压带，如图Ⅴ—5。压力降低是发生在松动椭球体的范围之内，离漏斗轴线越近，则压力减小越多，随着放出量的增加，降压带会扩大。但到放出一定数量后，这种扩大逐渐减慢和不显著。这是因为松动椭球体宽度增加的速度，远比初期要小，因而可以认为降压带随着放出的过程而趋于一定极限。至于增压带则随着远离降压带而逐渐衰减和消失，其范围取决于崩落高度和松散矿岩的情况。如果不考虑已放出矿石重量，按照能量守恒定律，则降压带的总压力的降低，应当恒等于增压带的总压力的增加。在我国矿山生产实践中，Ⅰ矿曾经利用这个道理，在加强相邻漏斗放矿后，可以消除已被大块卡住或造成悬顶漏斗的堵塞；Ⅱ矿甲坑和乙坑以及Ⅰ矿都曾经出现放矿电耙道上部压力的转移，而造成相邻尚未崩落的电耙道内矿体的破坏。因此，Ⅱ矿甲坑采用放矿电耙道与回采施工电耙道之间，间隔一条已经落矿暂不放出的电耙道，以避免这种破坏。上述现象都可以说明由于放矿而引起的压力转移，出现了降压带和增压带这个关系。必须指出，如果几个漏斗同时放矿，则由各个漏斗的松动椭球体共同组成一个大的免压拱，拱上的压力向四周传递，情况与单个漏斗放矿时相似。当同时放矿漏斗数目太多，放矿面积增加到一定数量后，免压拱就不易形成，压力的分布规律又恢复到图Ⅴ—3中的情况。所以，调整采场的水平放矿面积，利用放矿时的压力转移规律，可以避免压力过分集中在某一地带。例如，采用等量均匀顺序放矿和不等量均匀顺序放矿制度时，某个漏斗放出50～200吨后，恰好使放矿漏斗上部转移压力压实相邻漏斗的松动椭球体，然后立即从相邻漏斗进行放矿，如此循环，可避免底部结构中某一部分受到集

中压力，而遭到破坏。但是应该知道，放矿强度在这里具有极为重要的作用；如果放矿强度过低，由于降压带与增强带的作用不明显，利用压力转移规律来控制地压的可能性就不大了。

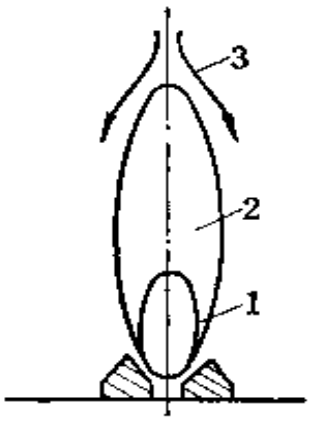


图 Ⅴ—4 放矿时压力传递方向示意图

1—放出椭球体；2—松动椭球体；3—压力传递方向

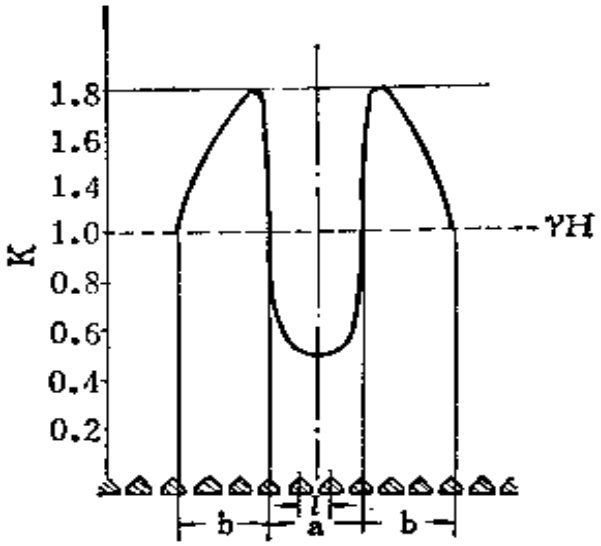


图 Ⅴ—5 放矿时地压变化曲线示意图

K—压力集中系数；γ—矿岩容重；H—开采深度；l—放矿宽度；a—压力降低带；b—压力增加带

从上述地压活动规律，可以看出电耙道上压力变化是复杂的，各个部位受压状态也不一样，如斗穿口和斗穿之间受力情况就有很大的差异，因此增加了支护工作的复杂性。

第二节 维护方法

在常用的几种电耙道维护方法中，木支护与浇灌混凝土在目前是应用比较多的两种。近几年来，可缩性金属支架和喷射混凝土支护用于电耙道，也取得了良好的效果。它有许多优良的性能，已引起了普遍的注意。砂浆锚杆和喷浆与锚杆联合支护在电耙道中的使用，近来也进行了一些试验，获得了一定的效果。

一、浇灌混凝土支护

（一）特点

刚性和整体性是浇灌混凝土支护的突出特点。由于整体性强，能适应漏斗交错布置的要求；对于巷道凹凸不平及局部缺损的部位，可以在浇灌的同时进行填补；并且混凝土支护的表面平整，不易被耙斗撞坏。因而在中等稳固以下的岩石中，如果大爆破冲击力又较小时，它是一种较好的支护形式。

这种支护方法的缺点是：本身没有可缩性，对大爆破冲击的适应性较差；当压力超过强度极限时，支护便发生断裂。现在虽有些矿山在混凝土浇灌时，加入早强剂起到缩短施工周期的作用，但采场采准周期仍然较长，而且在养生期内地压来临时，还有可能造成支护的严重破坏。如果在混凝土中配有钢筋，在底柱回采时容易出现钢筋互相牵连的现象，不利于覆盖岩石下的放矿。整体式的混凝土支护，当其破坏后维修工作也比较困难。

（二）材料

混凝土是由水泥、砂、石子和水按一定配比搅拌后硬化而成。井下一般采用400号以上硅酸盐水泥。砂和石子通称为骨料，占混凝土总体积的70%以上，它们的质量对混凝土的性能有较大的影响。砂和石子的颗粒愈坚硬愈好，有害杂质，如泥土、云母屑、有机物、盐碱质等愈少愈好，并且都应控制在所要求的范围之内。骨料颗粒大小应该搭配，并且尽可能选用较大颗粒的砂和石子，使级配能满足空隙率小和总表面积小的要求，以提高骨料的密实性和减少水泥用量。砂子可用河砂或海砂。石料可采用卵石或碎石。卵石的表面光滑与水泥的胶结强度较碎石差，但当用管道输送时，具有流动性好，不易堵管和管道磨损小的优点。

混凝土的配合比应满足和易性好、强度高、成本低等要求。确定配合比时，一般采用计算方法或参考类似条件的资料，首先

确定初步配合比，经过试验调整定出理论配合比，然后根据砂和石子的实际含水量，折合成施工配合比，其表示方法可用一立方米混凝土所需的各种材料用量，或者以水泥、砂、石子的重量比及水灰比表示之。

（三）搅拌与浇灌

电耙道的混凝土施工，现在不少矿山仍然使用手工操作。近几年来，中条山有色金属公司、铜官山矿等单位将混凝土搅拌输送机（又名混凝土浇灌机）成功的应用在井下施工中。浇灌机把搅拌、输送、浇灌等工序紧密地结合在一起，并具有一定的捣固作用。采用混凝土浇灌机可以提高效率6～7倍，并大大的减轻了笨重的体力劳动。

中条山有色金属公司的红旗663型混凝土浇灌机外形，见图Ⅴ—6，主要技术性能，见表Ⅴ—1。

表Ⅴ—1　红旗663型混凝土浇灌机的主要技术性能表

技术特征		指标
生产能力（米³/小时）		7～8
输送距离（米）：水平		250
垂直		50
		（可接90°弯管14个左右）
一次搅拌量（米³）		0.2（干料）
电动机功率（瓩）：上料机		28
搅拌机		10
风压（公斤/厘米²）		4～7
耗风量（米³/分）		13～20
骨料最大直径（毫米）		50
外形尺寸（毫米），长×宽×高	工作时	4885×1580×2533
	行走时	2850×1428×1575
机重（公斤）		2000

混凝土搅拌机主要由搅拌装置、上料装置、输送管路、操作

台和车架五部份组成。操作时，首先开动搅拌机构，并在整个浇灌过程中连续不停地搅拌。干料由上料装置提升至加料口，并自动卸入圆形搅拌筒内。在提料的同时便向搅拌筒内加水，水经过进料口的闸板流入搅拌筒内，卸完料后继续用水冲洗闸板，以确保闸板关闭时能良好的密闭。当关闭进料口后，由圆形搅拌桶的一侧通入压气，不断搅拌的湿料就由另一端的出料口沿管道输送至工作面。一罐料输完后，再开始第二个工作循环。

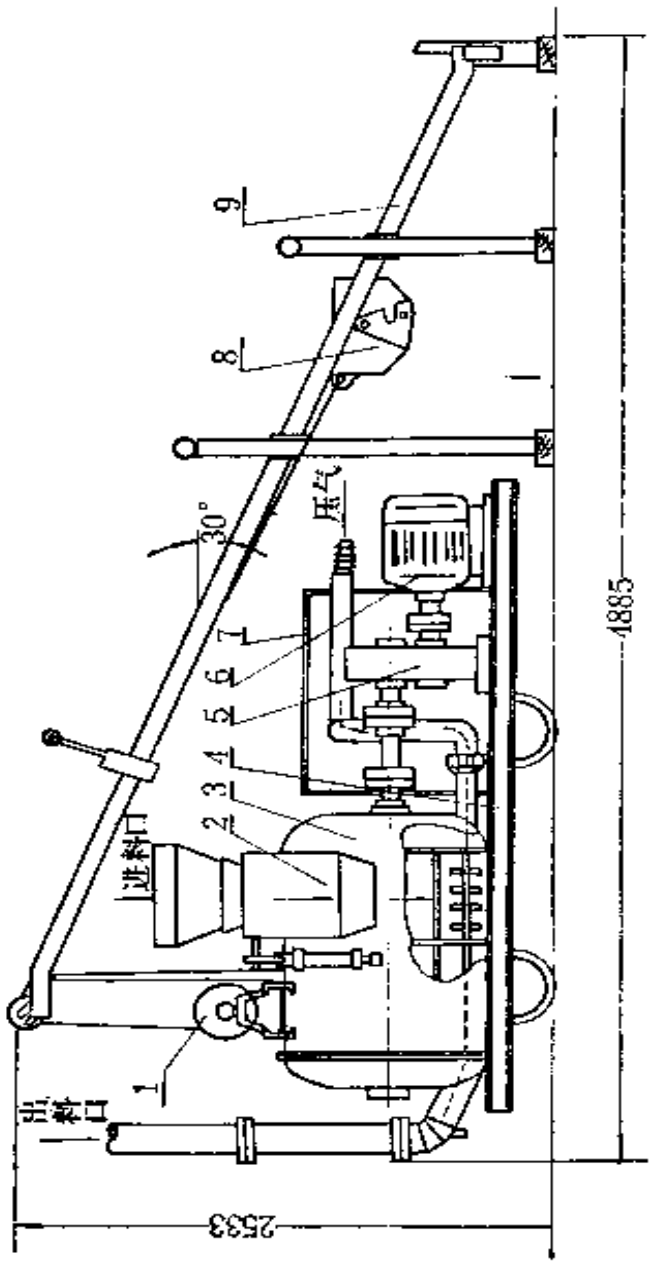


图 V—6 红旗663型混凝土浇灌机示意图

1—卷筒；2—进料口；3—搅拌筒；4—车架；5—齿轮减速箱；6—电动机；7—操纵台；8—料斗；9—导轨

搅拌器的轴承，采用双层填料密封，在两层填料之间设有压气环，有效的防止了因砂浆的侵入而造成的轴承磨损。

浇灌机管路一般采用直径100毫米钢管。钢管用快速接头联接。弯管是管路中最易磨损的部位，往往2～3班便被磨透。为了减少弯管消耗，Ⅵ矿在弯管处焊以钢筋进行加固。Ⅲ矿和Ⅰ矿则采取预浇或自补措施（图Ⅴ—7）。预浇措施是在弯管处架设模板，并浇灌混凝土，当弯管磨透后便磨混凝土，混凝土在磨损过程中，又被新的混凝土填补起来。预浇主要是应用在一次施工量较大，例如多条电耙道同时浇灌的工程中。采用自补措施时，在弯管处的外缘焊一长方形的自补盒，其盒盖用铰链联接并用螺栓固定。当弯管磨透后，混凝土就充满长方盒起自补作用。如果弯管处发生堵塞时，可将盒盖打开进行疏通和清理。Ⅲ矿和Ⅰ矿采用这两种措施后，大大延长了弯管的使用寿命，基本上保证了在施工中不再需要更换弯管。

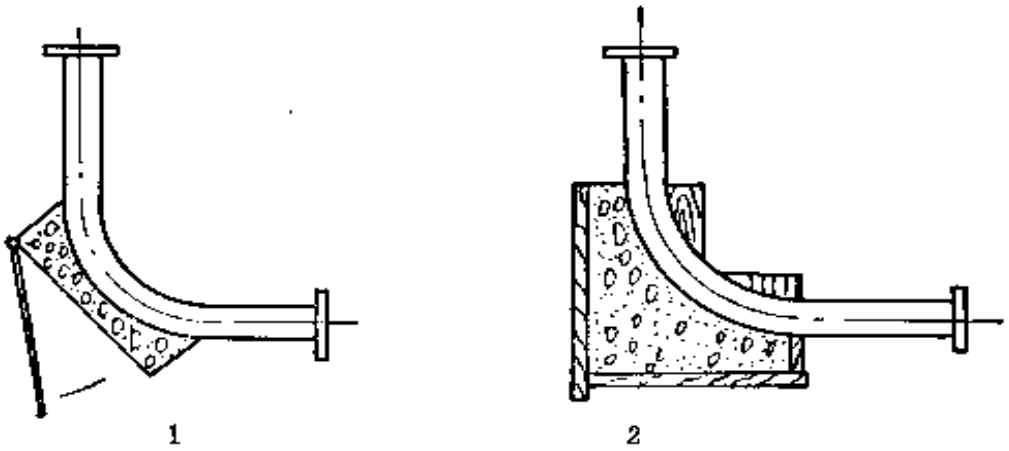


图 Ⅴ—7 弯管加固方式

1—焊有自补盒的输送弯管；2—将输送弯管用混凝土预浇

（四）施工要点

1．准备工作

在支模前，应尽量地把巷道内的临时支架拆除，并用水清洗巷道，挖掘基础沟。混凝土墙必须座落在原岩上，以防止在耙矿后出现墙基悬空现象。

2．配筋

配筋有局部的、全部的及单层或双层的数种。一般在斗穿口和拱顶部位的配筋应加强，其他部位可以少配或不配。在有大构造破坏的部位，除配钢筋外还需用钢轨或工字钢加强。钢筋网格一般为200×200～300×300毫米，主筋直径14～16毫米，副筋直径6～8毫米。为适应二次破碎的特点，斗穿口的钢筋埋入深度应在70毫米以上。

3．浇灌

在用浇灌机时，应保证一定的风压，管口到混凝土堆的距离应控制在1～1.5米左右，以减少离析现象，并能较好地利用喷射力进行捣固，其布置如图Ⅴ—8。但管口与混凝土堆距离太近时，喷出的混凝土四处飞溅；距离太远时，石子速度较大喷在前边，砂浆堆积在石子后面。这种砂石分离的离析现象，在石子堆积处容易产生蜂窝，甚至有较大的空硐。

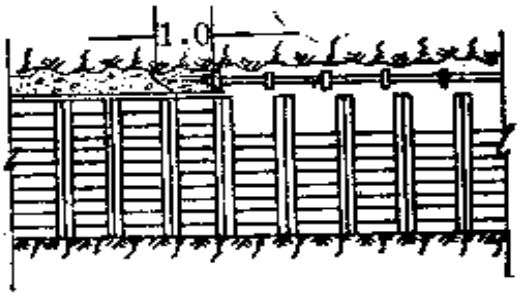


图 Ⅴ—8 浇灌时工作的布置

浇灌时力求将模板和岩石之间的空间填满，特别是顶板部份更应塞满，以便加固围岩，保持岩石的自然支撑力。

浇灌工作力求连续进行，在不能实现连续工作时，其接头应位于受力较小的部位，避免位于斗穿口等关键性的地方。

浇灌时工作面应加强通风，降低粉尘，改善施工环境。

每次浇灌时应制作一定数量的试块，进行强度试验，以便及时调整配比。

4．养生期和早强剂。

养生期是保证混凝土强度的重要条件，必须保有足够的养生时间，并避免在养生期内进行大爆破。为了缩短采准周期，加速混凝土的凝固，可以使用早强剂。

模板应在养生期结束时拆除，特别是在岩石压力可能提前来

临的情况下，更不宜过早拆除模板。

二、喷射混凝土支护

喷射混凝土的操作工艺，是将按比例搅拌好的干料（水泥、砂子、石子、早强剂）装入混凝土喷射机内，利用压缩空气将干料沿输料管送至工作地点，经喷嘴的混合室与水混合后，以高速喷射到被支护的岩石上，形成一层混凝土壁。喷射混凝土是一种高效、快速和不用模板，并把混凝土运输、浇灌与捣固结合在一起的新工艺，它符合多快好省的精神。喷射混凝土与一般捣制混凝土相比，可加快施工速度两倍以上，减少掘进工作量15～20%左右。同时，它还有较浇灌混凝土优越的地方，那就是与围岩有很高的粘结力，能提高围岩自身的稳固性和承载能力，并使其成为承载结构物的一部分，共同承受压力。因此，在井巷支护中，已得到了广泛的应用。

但是喷射混凝土能不能承受近距离大爆破的冲击，能不能经受二次破碎的破坏，这都是在电耙道中应用喷射混凝土支护时必须回答的问题。1965年以来，Ⅵ矿开始将其应用在电耙道中，至今总维护长度已达1000多米，效果良好。

Ⅵ矿的电耙道，大多数位于 f＝6～8 的底盘角页岩中，也有部分在矿体内。围岩多数比较坚硬，但节理发育，风化严重，矿岩都不很稳固。目前，只要在喷射期间允许拆除临时支架时，一般都可以采用喷射混凝土支护。喷射厚度为10～20厘米，可以是单一喷射混凝土或钢筋喷射混凝土。稳固性较差及斗穿口的部位，应配以钢筋，其网度为300×300毫米，主筋直径10～20毫米，副筋直径为6～8毫米。几年来，1000余米用喷射混凝土支护的电耙道，已经承受了地压、大爆破及二次破碎的种种考验，基本上没有发生过严重破坏、倒塌，以致需要重新支护的情况。实践证明，喷射混凝土在电耙道中的应用是有前途的。

（一）特点

喷射混凝土具有良好的力学性能与支护性能。由于水灰比小及高速喷射时冲击力的作用，具有较高的抗压和抗拉强度。以抗压强度为例，喷射混凝土比普通混凝土约大1～1.5倍，如图Ⅴ—9。

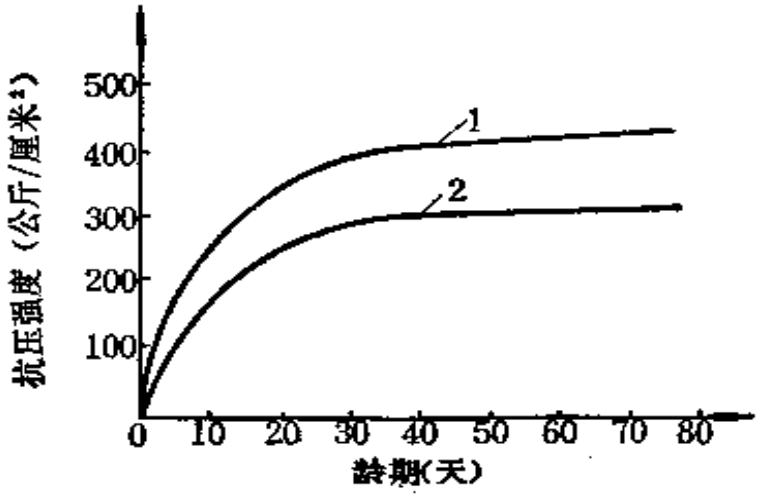


图 Ⅴ—9 喷射混凝土与普通搅制混凝土抗压强度的比较

1—喷射混凝土；2—普通搅制混凝土
（采用普通硅酸盐水泥，水泥标号500，耗量为400公斤/米³，
水灰比为0.55）

喷射混凝土的作用之一，是支承局部浮石和阻止岩层的剥落，能保持巷道的稳定性。用规格为15×15×2厘米钢板，埋在喷射混凝土中作剪切试验（见图Ⅴ—10），其破坏载荷均在3吨以上，表明喷射混凝土具有一定的抗剪能力，足以支承较大的浮石，见表Ⅴ—2。

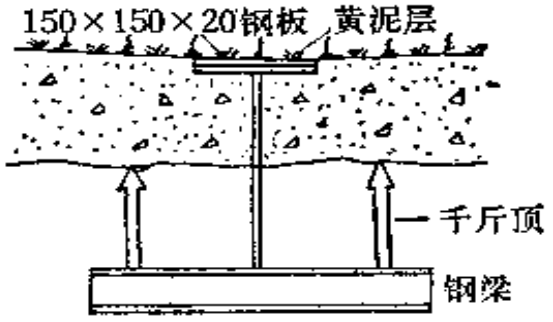


图 Ⅴ—10 剪切试验示意图

此外，由于喷射混凝土与岩石有较大的粘结力，并能直接射

表Ⅴ—2　剪切破坏值

试块编号	1	2	3	4
喷射混凝土厚度（厘米）	2.5	2.2	6.0	14
破坏载荷（吨）	3.5	4.95	8.07	>15
破坏特征	剪切破坏	剪切破坏	局部粘结破坏	千斤顶已达最大吨位

表Ⅴ—3　喷射混凝土浆液渗透深度与裂隙宽度的关系

裂缝宽（厘米）	0.2	0.3	0.6	0.9	1.0	1.0	1.5	1.6	1.6	1.7	1.8	2.0
浆液渗透深度（厘米）	2.5	3.0	11.0	17.0	19	30	38	29	48	36	38	37
饱满程度						较饱满	较饱满		饱满	饱满	较饱满	饱满

表Ⅴ—4　不同类型拱的承载能力

结构类型	图　例	断面尺寸 宽×高（毫米²）	出现裂缝载荷(吨)	破坏载荷(吨)	平均破坏载荷(吨)
纯喷射混凝土拱		300×300	1.57 2.08	6.25 7.63	6.94
模拟不稳定岩层拱		300×300			无承载能力
模拟稳定岩层拱		300×300	11.5	24.4	24.4
模拟不稳定岩层同喷射混凝土组成的复合拱		300×300（其中100为喷射混凝土厚度）	8.32 8.32	30.2 33.28	31.74
模拟稳定岩层同喷射混凝土组成的复合拱		同　上	8.0 10.9	47.25 42.73	44.09

入岩石裂隙，把被分离的岩体连接起来（见表Ⅴ—3），有效地阻止了岩块的移动。由于支护层同岩层间有较高的粘结力，使围岩—支护层形成不可分割的共同工作系统，提高了围岩与支护层的支撑能力。模拟试验表明，喷射混凝土拱与稳定或不稳定的岩层拱组成的复合拱，平均比单一喷射混凝土拱强度提高3.6～5.5倍，如表Ⅴ—4。

由于喷射厚度的限制，以及难以进行局部缺损的填补工作，故要求巷道掘进施工有较高的质量。特别是在一些斗穿口等关键性的部位，更应注意保证巷道的断面规格及表面的平整性。

在巷道岩石表面呈粉状而不易冲洗干净，巷道局部破坏填补工程量过多，工作面淋水过大以及岩石破碎临时支护不能拆除等条件下，使用喷射混凝土支护有待于进一步研究。

（二）材料

一般选用400号以上新鲜的普通硅酸盐水泥。矿渣水泥及火山灰水泥因早期强度低，凝结较慢，尽可能不用。根据用途不同，每立方米混凝土中水泥用量约为375～450公斤。

砂子的基本要求与浇灌混凝土相同，一般选用中粗砂；过细的粉砂会危害操作人员的身体健康。

根据目前常用喷射机规格的要求，石子最大粒径，不超过20～25毫米；其中卵石为25毫米，碎石为20毫米。最好是采用卵石，以减少管道的磨损和堵塞。Ⅵ矿使用的是直径小于20毫米的卵石。

喷射混凝土的配合比，应根据不同用途和不同喷射部位来确定。侧向喷射可选用较大的含砂量，顶部喷射则含砂量应小。常用的配比值按水泥、砂、石子之重量比为1∶2∶2.5、1∶2.5∶2、1∶2∶2和1∶2.5∶1.5。Ⅵ矿采用的配比为1∶2∶2。这个配比，经过测定，当采用400号水泥时，28天后的抗压强度均在300号以上。

砂、石集料的含水量，应控制在5～7%之间，以减少粉尘和

细规格见表Ⅴ—5。

（四）施工要点

1．混凝土喷射机在操作前，要用高压风、水对巷道表面进行认真细致的吹洗，这是保证喷射质量的关键环节之一。

2．喷射机的喷嘴与岩石表面应保持垂直，按蛇形轨迹进行喷射。喷头距工作面约1米左右。当距离过大或小时，会因回弹率增大而影响其强度。喷枪至工作面的距离与回弹率及强度的关系，如图Ⅴ—11所示。

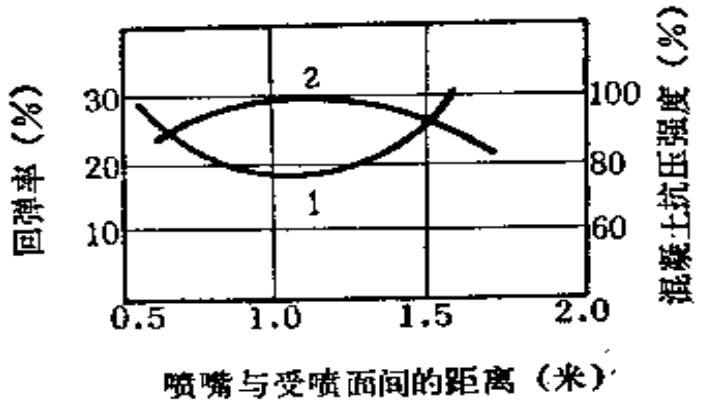


图 Ⅴ—11 喷枪距工作面的距离与回弹率及强度的关系

1—喷嘴与受喷面之间距与回弹率的关系曲线；2—喷嘴与受喷面之间距与混凝土极限抗压强度的关系曲线

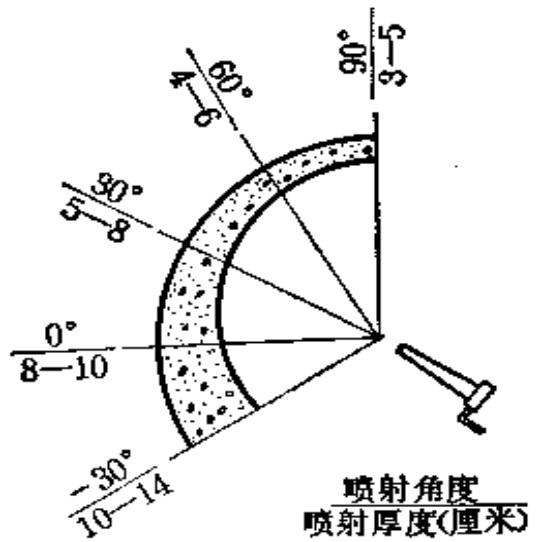


图 Ⅴ—12 不同部位一次喷射厚度

3．对于不同的部位，一次喷射厚度应有所不同，见图Ⅴ—12。当加入速凝剂以及进行第二次喷射时，喷射厚度可适当增加。

喷射时应保持风压稳定。风压值可参考图Ⅴ—13。水压一般比风压大1公斤/厘米^2。

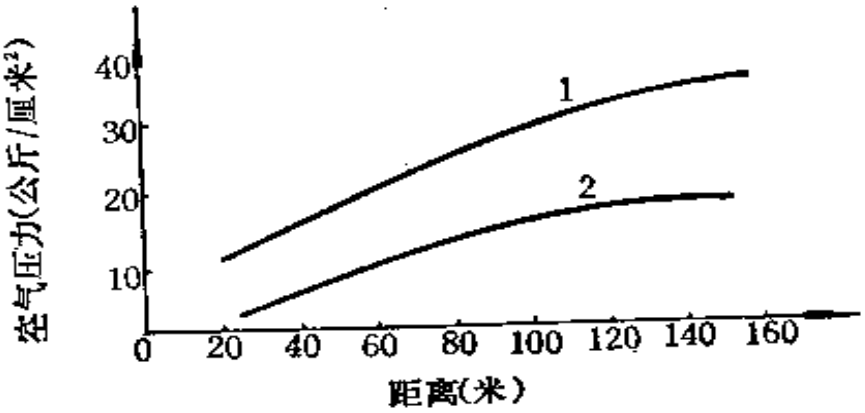


图 Ⅴ—13 水平运距与工作风压关系

1—工作压力；2—空载压力

4．两次喷射时间间隔，一般为两小时左右。掺有碳酸钠（Na_2CO_3）速凝剂时，为40～50分钟。在掺红星一型速凝剂时为15～20分钟。

5．当用配筋时，钢筋外的护层不应小于3～5厘米。为了防止喷射厚度过大，钢筋应紧贴岩壁。施工时可采用预先喷射一层混凝土，再配筋喷射的施工顺序。

6．应坚持先开斗穿，后喷射混凝土的施工顺序。否则斗穿口处已喷射好的混凝土将会遭受破坏。

7．根据各矿山的经验，对喷射混凝土的养生期应予足够的注意。单靠自然养生容易产生裂缝，应保持两周左右的喷水养护。

三、金属支架支护

（一）概述

电耙道内所使用的金属支架，根据部位不同而定。在斗穿之

间是拱形支架，斗穿部份则采用金属台棚。

拱形金属支架，由一弧形梁和两弧形腿搭接而成。支架间用2～3根护帮（拉杆）联成整体。顶梁圆弧半径小，棚腿圆弧半径大，搭接部份用钢卡卡紧，如图Ⅴ—14所示。当压力大于搭接部份的摩擦力时，支架便发生压缩，顶梁圆弧半径微微增大，棚腿圆弧半径相应减小，两者曲率趋于一致，接触更加紧密，摩擦阻力随着卡紧力的减小而减小，这时支架便发生收缩。压力卸除后，在弹性作用下，其梁与腿的曲率仍有一定的恢复，搭接部份的阻力又增大了，支架又恢复了工作阻力，如此循环。因而在较大的压力下，仍能保持其良好的支护效能，而避免破坏。

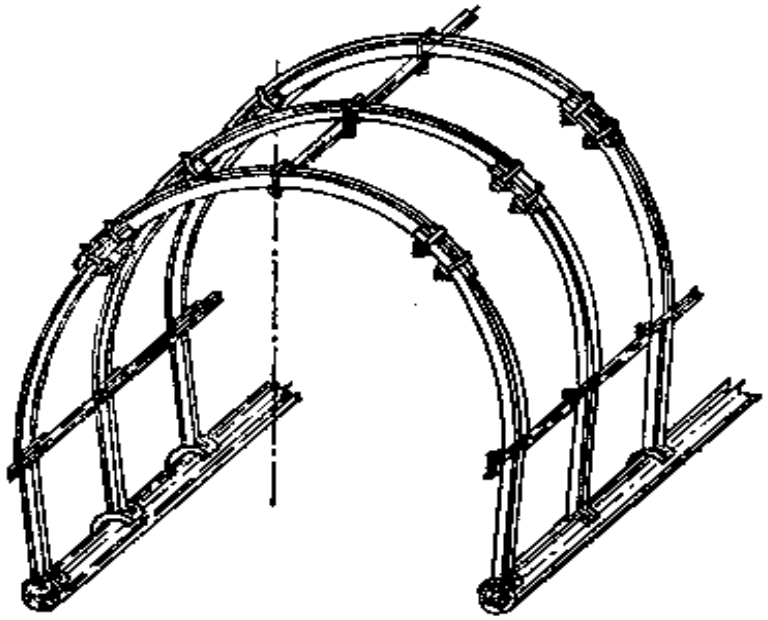


图 Ⅴ—14 斗穿间的拱形金属支架

电耙道的斗穿部份，是被削弱得最严重的部位，而且经常受到放矿和二次破碎的冲击，最容易遭受破坏。因此，通常都是采用金属台棚支护，如图Ⅴ—15。这类支架，在台棚靠近斗穿口的一侧，一般安有1～2架金属棚子，又名抬梁。抬梁有抗崩和防止矿石流出冲击的作用，以保护桃形矿柱，免于遭受破坏。这种支架，是属于刚性支架，能够抗受较大的压力，易于更换，在松软破碎矿石中多用之。

金属支架在巷道压力和变形很大的情况下，仍能很好地发挥支护作用；施工速度快，有利于缩短采准周期；支架可以部份地回收经整形后仍然复用，因而节省了支护材料。但是这种组装支架，整体性差，如果电耙道压力不均衡、帮顶刹的不紧密，二次破碎不断地震动冲击，则容易偏倒，也易被耙斗拉坏；支架与电耙道帮壁之间，须用木背板填实，木材消耗量亦较大；而且对交错式漏斗适应性较差。采用金属支架的电耙道，一般均很难作为底柱回采的凿岩巷道，因此底柱回采尚须补作工程。

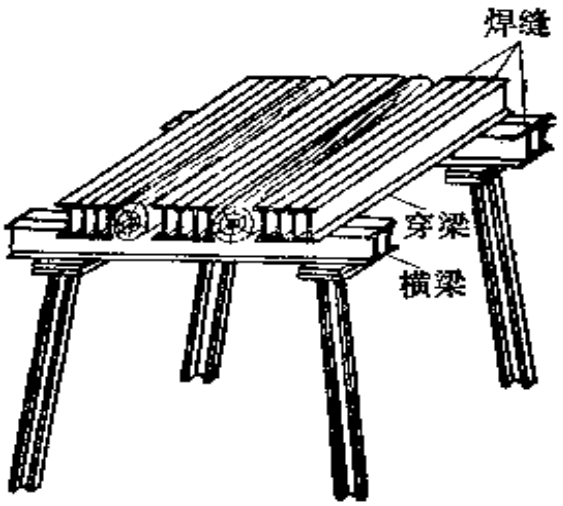


图 Ⅴ—15 斗穿口金属台棚

（二）材料

电耙道与斗穿交叉处，一般以20号工字钢作梁，以43公斤/米重轨作腿，组成台棚。靠近斗穿口的抬梁，也可以采用上述材料，但其顶梁最好用直径20厘米的木心钢管。

斗穿之间用矿用“U”形钢制成的构件，组装成拱形支架。矿用“U”形钢是一种特殊槽钢。钢号为甲类5号钢，型号为18A及18B两类。两者必须配套使用，18B套于18A之外。18A作棚腿，18B作顶梁。

护帮用8公斤/米轻轨或槽钢。各种卡紧连接件使用20毫米圆钢制成。背帮、刹顶用ϕ 10～15厘米圆木及废旧木材。

（三）施工要点

1．拱形金属支架是安设在地梁上，地梁位于电耙道两侧的基础沟内。基础沟必须挖至原岩下10～15厘米，应保持水平，防止支架偏倒。

2．支架力求整体性强和受力均匀。在巷道岩壁和支架之间，必须以木背板塞紧。斗穿口的金属台棚与拱形支架间要靠紧。斗穿口台棚的主梁应伸入斗穿内0.3～0.4米，防止偏倒，如图Ⅴ—16。台棚侧部的抬梁应紧靠台棚，以保持稳定。横梁与穿梁联接的金属卡子应穿过钢梁，防止松驰后移动脱落，如图Ⅴ—17。

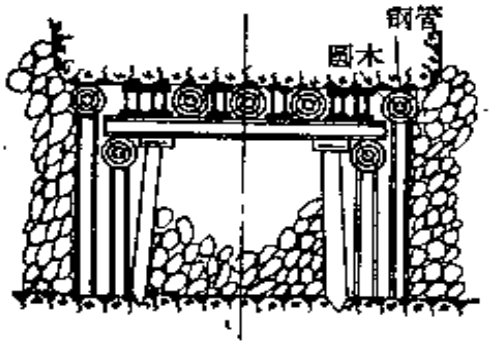


图 Ⅴ—16 金属台棚安装图

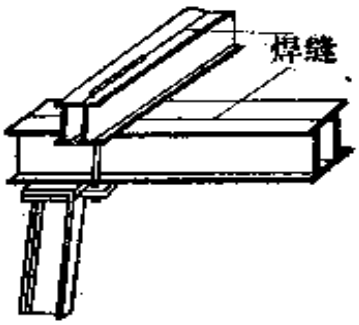


图 Ⅴ—17 金属台棚的横梁与穿梁連接形式图

3．护帮的作用是将金属支架联成整体，另一方面又能防止耙斗拉倒支架，故其架设高度应与耙斗高度相适应，一般为0.5米。

4．当电耙道的底板比较松软，其担负矿量又较大时，底板可铺设钢轨，以防止底板耙出沟槽而破坏支架基础的稳定性。一般在底板铺设3～4根钢轨，轨距200毫米，轨重15～18公斤/米。

5．金属支架回收时，由远而近地进行回收。回收的支架经过整形后，可以重复使用。

四、木 支 护

木支护是电耙道中常用的支护形式之一。一般是作局部性的维护。但是当矿岩比较破碎，二次破碎量小，电耙道地压及变形都比较大，而且在木材资源方便的条件下，也有全部采用木支架的。X矿甲坑及Ⅱ矿甲坑的电耙道，均采用密集木支护，如图

Ⅴ—18和图Ⅴ—19。Ⅱ矿甲坑由于矿石破碎，为了保证桃形矿柱的稳固性，斗穿内架设两架木棚子，最里面的一架比外面一架高出10～15厘米；在斗颈内架设2米高的密集井框支护斗颈。

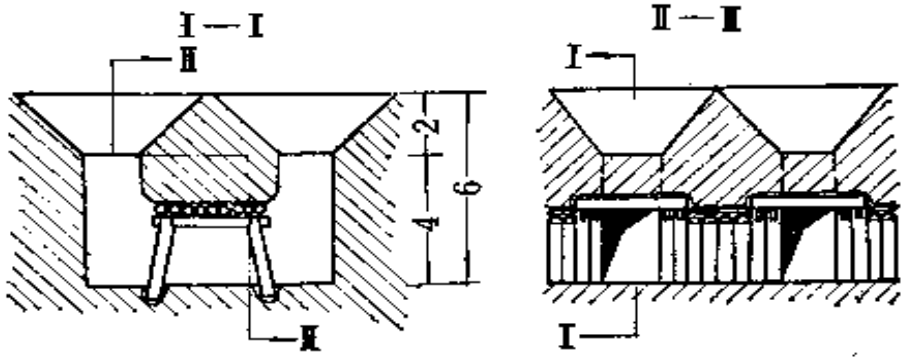


图 Ⅴ—18 X矿甲坑电耙道木支护图

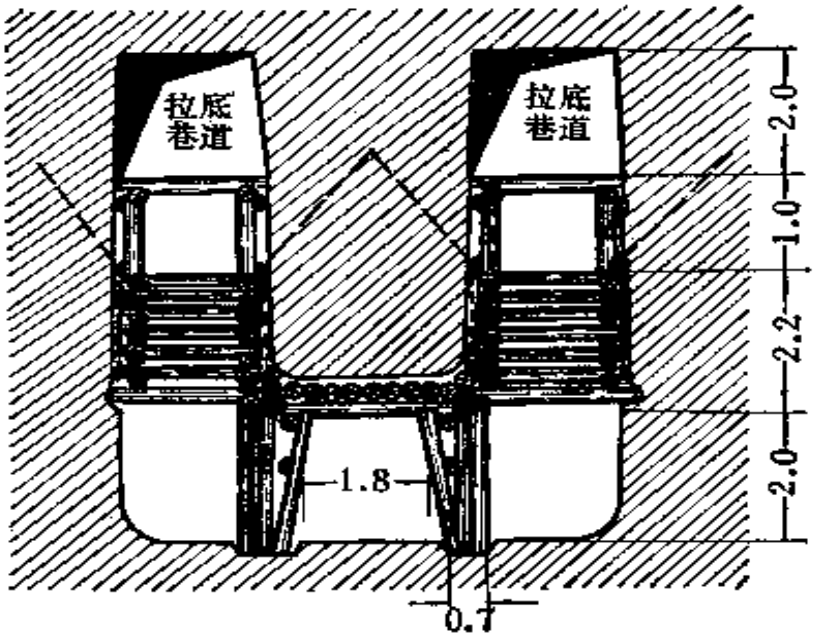


图 Ⅴ—19 Ⅱ矿甲坑电耙道木支护图

木支护具有一定的可缩性，它的结构简单，架设容易，维护简便，但木材消耗量大，承压能力低，抗二次破碎性能差，容易被运行耙斗拉倒和撞坏，特别是当矿石坚硬、块度大时更为突出。

严重的部位，还可以配筋。由于不需要把原有的支护拆除，因而施工简便，时间短，也比较安全。

2．套券

对电耙道的全部或局部进行套券，会使电耙道断面缩小。因此，只能在规格允许时才可使用。多数电耙道在套券后，须改用小耙斗。套券地段的两端，应有过渡坡段，防止阻碍耙斗运行。

3．套钢支护

此时支护材料多用钢轨或工字钢。为了保持有效断面，有时需将特种钢材加工成拱形。如果电耙道两帮的支护没有损坏，应尽量使用无腿梁支架维修，以利电耙的通行。无腿梁的座落形式很多，常见的有图Ⅴ—20中的几种。

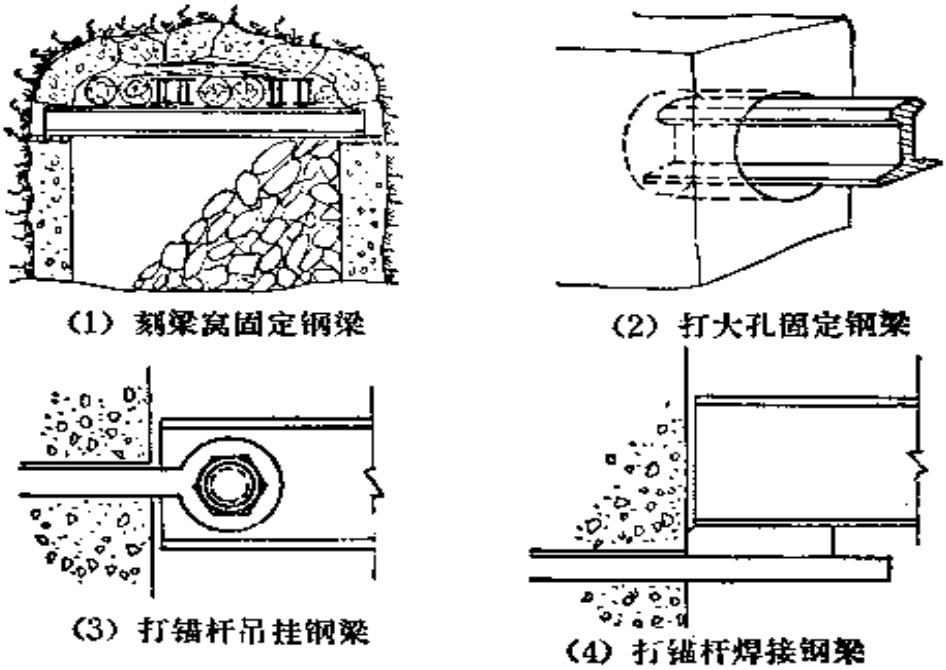


图 Ⅴ—20 无腿梁支承方式

第三节 增强电耙道稳固性的措施

采用各种类型的支护来维护电耙道，是电耙道地压管理的一个重要方面。如果掌握地压规律，合理设计电耙道，注意施工方法，保证施工质量，合理选用支护类型，加强电耙道管理，就能

显著地改善其维护条件，大大减少维修工作量。

一、正确选择底部结构型式和参数

利用矿石自身的稳固性来支承地压，是电耙道地压管理的一个重要方面。而电耙道自身的稳固性，取决于选择合理的底部结构。因此，在选择底部结构型式和参数时，应注意以下两点：

1．合理的选择底部结构型式

常用的几种底部结构中，从对底柱削弱的程度来看，堑沟式底部结构比漏斗式大；对称式布置漏斗比交错布置大，见图Ⅴ—21。因此，应根据矿山的具体条件来正确选用。

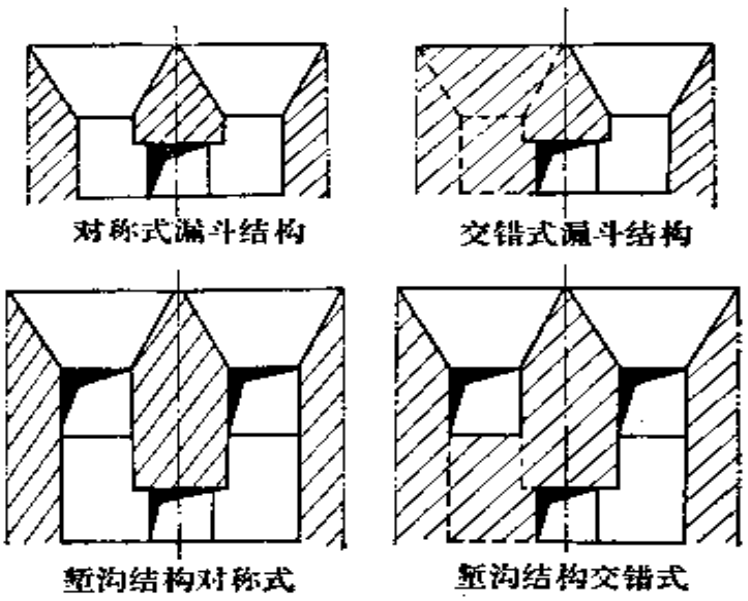


图 Ⅴ—21 交错式与对称式漏斗比较图

2．合理的确定底部结构参数

电耙道、斗穿、斗颈规格的加大，固然会削弱电耙道的稳固性，但有利放矿和耙矿，从而减少了二次破碎的破坏，缩短了耙运的周期，相对的增加了电耙道强度。因此，必须根据具体条件，合理选择底部结构参数。

二、采用合理的施工方法

正确地选择合理的施工方法，才能确保施工质量。底部结构内各项工程直接影响电耙道的稳固性，因此，必须予以重视。深孔扩漏或拉底，比用浅眼具有更大的破坏性。扩漏炮孔，如果过于平缓，则会严重影响底柱强度。斗穿用刷帮方法施工，会削弱

斗穿间柱。电耙道规格不符合要求而需要刷帮挑顶，就会使其稳固性受到影响。电耙道两帮的地板是否平整，直接影响到浇灌混凝土基础的质量，如图Ⅴ—22所示。斗颈施工，可以采用倾斜向上掘，或先掘斗穿再垂直上掘斗颈的方法，如图Ⅴ—23；前者采准量稍小，但斗簸部份易于破坏；后者工程量稍大，但斗簸部份的规格易于保证；目前大多数矿山采用后一种施工方法。

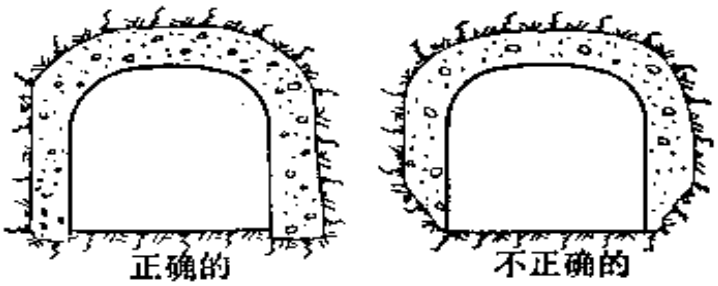


图 Ⅴ—22 混凝土支护基础比较图

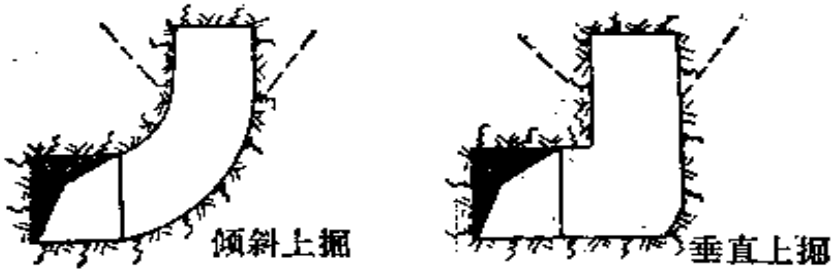


图 Ⅴ—23 斗颈施工方法

当矿岩不稳固时，可以调整施工顺序，使一些出矿巷道延缓施工，从而缩短其维护期限。例如，可以考虑采用在大爆破后，再行扩大漏斗的施工方法，以减少大爆破对底柱的破坏作用。

三、合理选用支护型式

不同力学性质的支架，会影响原岩内应力分布状态，从而造成不同程度的变形和破坏。反过来，原岩的不同程度变形和破坏，对支架维护的效能，也有所影响。因此，应把围岩和支架看作一个统一体，根据矿岩具体的条件，来选择支护型式。

二次破碎对底部结构也有较大的破坏性。频繁的二次破碎，常常把桃形矿柱、斗穿间柱、斗簸及支架破坏，直接削弱了底柱的强度。斗簸是电耙道中比较薄弱的环节，又是二次破碎比较频繁的部位，它的破坏和塌落，通常就形成所谓“望天斗”，而造成电耙道的堵塞。所以不断改进凿岩爆破参数，降低大块率，减少二次破碎工作量，也是非常必要的。此外，应避免在斗簸等关键性部位以及在大块和桃形矿柱间进行二次破碎，应力求使二次破碎工作在电耙道中进行。今后还应进一步改进二次破碎方法，提高破碎质量，减少二次破碎的单位炸药消耗量，从而降低电耙道维护工作量。

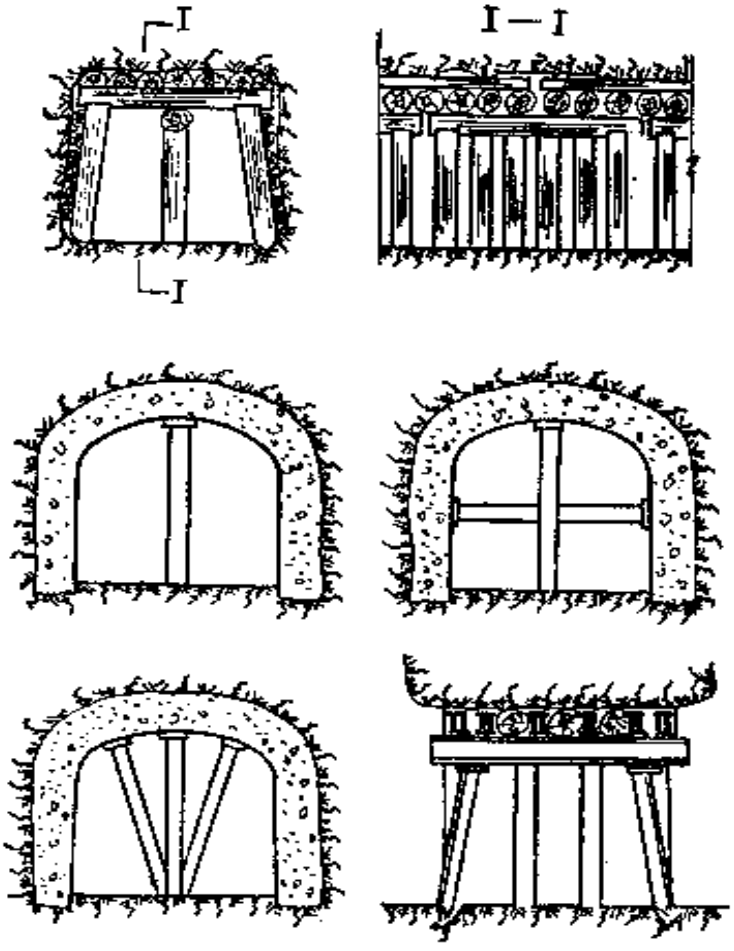


图 V—24 大爆破前临时支护型式

第六章　采场出矿

有底部结构强制崩落法的采场出矿，主要包括放矿、二次破碎及运搬三项内容。

在有底部结构强制崩落法中，采场内有70～80%矿量是在覆盖岩石下放出来的。而在采场放矿过程中，随着崩落矿石的放出，松散的覆盖岩石也跟着向下移动，崩落矿石和覆盖岩石的直接接触是引起损失贫化的直接原因。因此，正确地确定采场构成要素尺寸，合理地组织放矿管理，有效地控制接触面形状及其在空间的位置变化，防止废石过早渗入，是降低放矿过程中的损失贫化所必须采取的措施。

为了搞好有底部结构强制崩落法的放矿工作，了解放矿过程中的矿岩移动规律，科学地组织生产放矿，有必要就目前已认识到的放矿理论，加以简要的介绍。

第一节　放　　矿

一、放矿的基本规律

研究有底部结构崩落法中放矿的目的，是通过计划放矿，控制崩落矿岩接触面形状及其在空间的位置变化，以达到降低采场放矿过程中的损失贫化。目前在这方面的常用理论基础，一般认为椭球体学说比较接近实际。

实验室和生产实践中都表明，从漏斗内每放出一定量的矿石，它原来在采场内所占的空间几何形状，是一个近似椭球体，这个椭球体叫做放出椭球体。放出椭球体下部为漏斗颈的平面所截，其体积用下式求出（图Ⅵ—1）：

$$Q=0.524h^3(1-\varepsilon^2)+1.57r^2h \qquad (Ⅵ-1)$$

式中　h——被截的椭球体高度，米；

ε ——椭球体的偏心率；

r ——漏斗颈的半径，米。

随着放出椭球体内松散矿石的放出，周围的矿岩就要发生松动，其松动范围在空间的几何形状也近似椭球体，这个椭球体称为松动椭球体。放出椭球体和松动椭球体的体积，都随着放出量的逐渐增加而不断加大。松动椭球体外的矿岩则处于静止状态。松动椭球体的体积和高度，分别约为相应的放出椭球体的15倍和2.5倍。

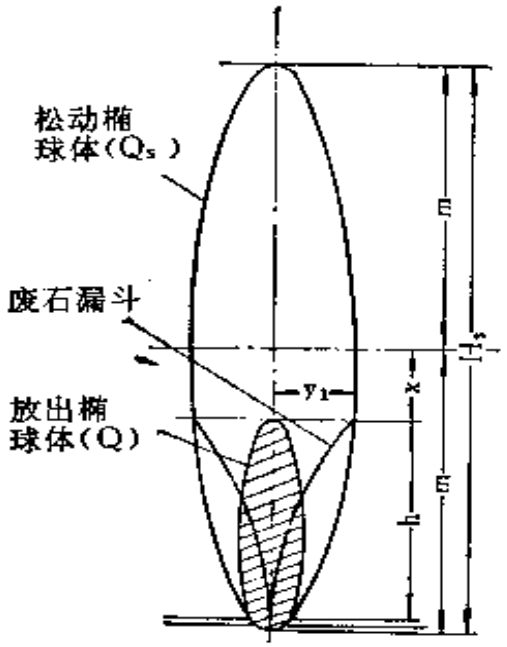


图 Ⅵ—1 放出椭球体、松动椭球体和废石漏斗的相互关系图

H_s—松动椭球体高度；h—放出椭球体高度；m—松动椭球体长半轴；y_1—废石漏斗半径

当矿石放出一定量后，矿石和废石的接触面开始向下弯曲，到放出椭球体的高度等于崩落矿层高度后，接触面形成一个漏斗状，漏斗的下端到达漏斗口，里面充满废石，这个漏斗称为废石漏斗，其体积与相同高度的放出椭球体体积相等。此时说明纯矿石已经放完，贫化即将开始，以后矿石是在贫化条件下放出的。废石漏斗的基线斜率，也就是基线与水平面的交角，随着贫化矿石的放出，斜率继续减少，到放矿结束时达到最小，称为放出角。在Ⅳ矿的条件下，一般为72°～83°。这个放出漏斗的半径y_1，可由下式求出：

$$y_1=\sqrt{(H_s-h)(1-\varepsilon^2)h} \qquad (Ⅵ—2)$$

式中 H_s——松动椭球体高度，米；

ε ——放出椭球体的偏心率。

图Ⅵ—1表示了放出椭球体、松动椭球体和废石漏斗之间的

相互关系。三者是同时存在，而又相互影响，其中放出椭球体是最主要的，在计算纯矿石回收率时，是不可缺少的。放出椭球体有下列主要特点：

（1）位于放矿漏斗中心线（即流轴）的矿岩流动速度要比周围的大，而放出椭球体表面的颗粒又同时到达放矿漏斗口。

（2）不同直径的漏斗颈，其单位时间内放出量不一样。如果直径相同时，则单位时间内放出量为一常数，其与崩落矿石层的高度无关。

（3）影响放出椭球体形状是矿岩的块度组成、压实程度、粘结性和湿度。如果块度组成比较细，压实程度大，有粘结性或湿度高，则偏心率愈大，放出椭球体愈长。放出椭球体短而粗对放矿有利，可以减少漏斗间的脊部损失。放出椭球体偏心率是随崩落矿层的高度（h）不同而变化；但在漏斗颈直径（d）一定时，其变化的幅度逐渐减小，至 $h/d>30$ 时基本不变。

在生产试验或模型实验中，可以确定出在各种放出条件下的漏斗内放出矿量（Q）、放出椭球体高度（h）和漏斗颈半径（r），按照公式Ⅵ—1求得偏心率（e）数据，来绘制 e 对 h/d 的关系曲线，作为编制放矿计划的依据。

以上所述是单个漏斗放矿时的基本情况。由于生产实践中，总是多漏斗进行放矿，因此，研究相邻漏斗影响是非常必要的。在均匀放矿时，由于相邻漏斗的松动椭球体互相交错，矿石和废石的接触面保持水平下降，直到到达“极限高度”。这个极限高度（h_K），就是相邻漏斗的放出椭球体相切时的椭球体高度（见图Ⅵ—2）。在极限高度以下放矿时，水平接触面要继续下降一段距离，约等于 $0.25h_K$。此后水平接触面开始变成波浪形状，直到最后成为漏斗形。这样说来，在相邻漏斗都到达 $0.75h_K$ 后，各个漏斗就可以不必遵守均匀放矿的要求，各自独立进行工作，互不影响。当 $0.75h_K$ 内的放出椭球体放出后，再继续放矿将发生贫化。

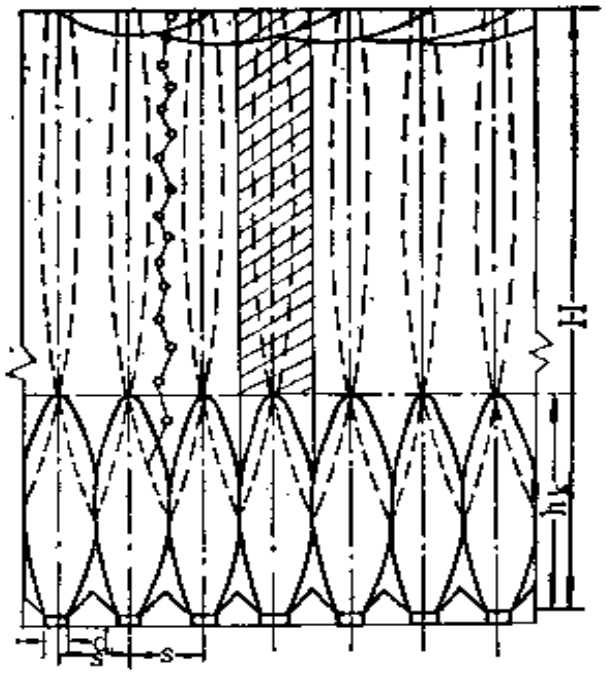


图 Ⅵ—2 多漏斗均匀放矿时的矿石运动规律图

S—漏斗间距离；d—漏斗颈直径；H—分段或阶段高；
h_K—极限高度

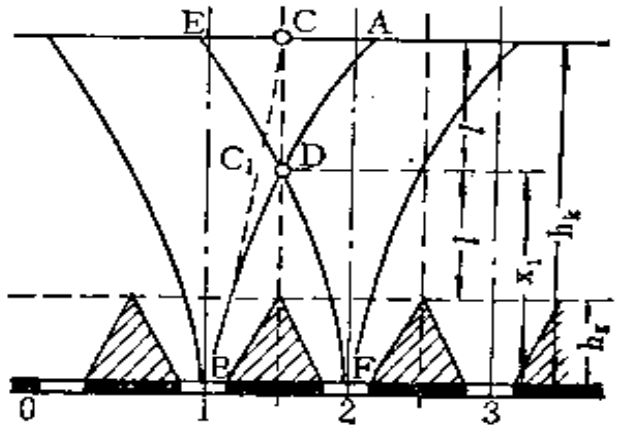


图 Ⅵ—3 极限高度放出椭球体内矿石放出后的接触面及脊部形状图

h_K—极限高度；h_g—脊部高度；0、1、2、3—漏斗口序号；
AB，EF—漏斗基线

经验证明，极限高度与崩落矿石层的最初高度无关，而取决于松散矿石的物理性质和漏斗中心距离。在知道极限高度后，就可以求得漏斗间脊部高度及其中的矿石损失。对于均匀放矿情况下，脊部高度h_g（图Ⅵ—3）可由下列公式得出：

$$h_g = 2X_1 - h_K \qquad (Ⅵ-3)$$

式中 X_1——相邻漏斗基线交点至漏斗颈上部的距离，米；

h_K——极限高度，米。

上面所论述的放矿规律，其目的是降低放出矿石的损失和贫化。从图Ⅵ—2可知，在贫化开始前，漏斗之间没有放出的矿石容积P可由六面体（$h_K s^2$）和内切于它的放出椭球体之差求得：

$$P = h_K s^2 - [0.524 h_K^3 (1-\varepsilon^2) + 1.57 r^2 h_K] \qquad (Ⅵ-4)$$

式中 s——漏斗中心间距，米。

上式中其所以取极限高度h_K的六面体来计算，是因为0.75 h_K系（0.5～1）h_K的平均值，计算比较复杂，另外用h_K时基本上能满足要求。

当从垂直壁采场均匀放矿时，不存在靠近两盘的损失。贫化开始前的纯矿石回收率U，可按下式求得：

$$U = 1 - h_K \frac{\left(0.476 - 1.57\frac{r^2}{s^2}\right)}{H}, \ 100\% \qquad (Ⅵ-5)$$

式中 H——崩落矿石层的高度(即分段或阶段高度)，米；

为了取得较好的放矿指标，H/S的比值不应小于7。

但是在倾斜矿体里放矿的过程中，底盘上形成一个死带。死带范围的大小，随着接触面距漏斗的距离增远而加大。一般是正常的放出椭球体和废石漏斗只能到达高度$h_L = N\mathrm{tg}\alpha$（见图Ⅵ—4），而接触面在到达漏斗时，在（$H-h_L$）区域内死带呈平行底盘的形状，如图Ⅵ—4所示。

按照顶盘稳定情况和矿体倾角，先用下式求出一个无因次系数“a”，再从图Ⅵ—5查到贫化前留在底盘的矿石损失。

$$a = \frac{H}{N\mathrm{tg}\alpha(n+1)} \qquad (Ⅵ-6)$$

式中 H——分段或阶段高度，米；

N——矿体水平厚度，米；

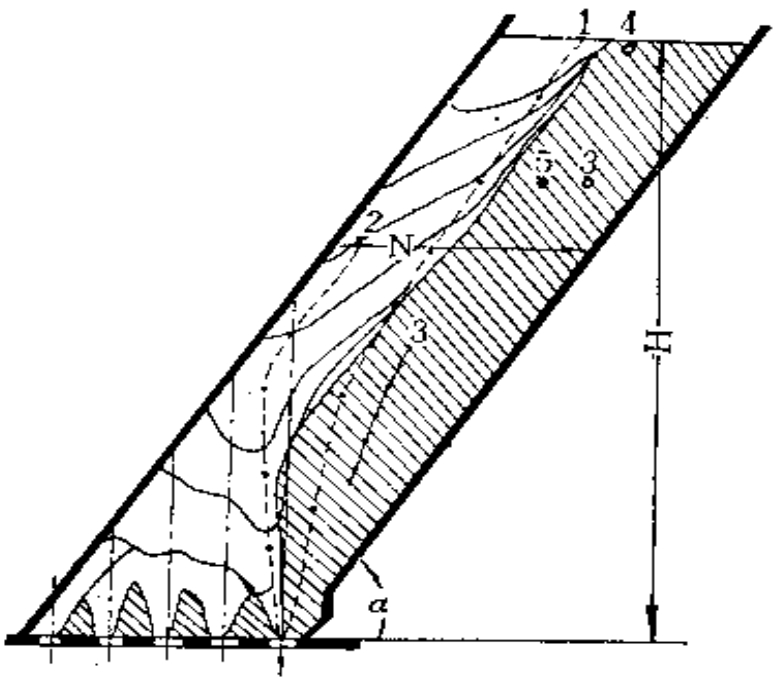


图 Ⅵ—4 倾斜矿体放矿时矿石颗粒运动轨迹

H—分段或阶段高度；N—矿体水平厚度；α—矿体倾角

α——矿体倾角；

n——底盘岩石内的漏斗排数。

为了降低底盘损失，须要增开底盘脉外漏斗。因此，我国使用有底部结构强制崩落法的矿山，在矿体倾角小于60°时，基本上都开有底盘脉外漏斗。

放矿的基本规律除了能指导预算纯矿石的回收率外，还能预计矿石的贫化率。矿石与废石的直接接触是引起放矿时发生贫化的直接原因。而贫化率的大小，又与接触面的形状和数目有关。当矿石与废石具有一个水平接触面时，每个漏斗的贫化率R（体积的），可按下式求之（图Ⅵ—6）：

$$R=1+2\frac{h_1^3}{h_2^3}-3\frac{h_1^2}{h_2^2} \qquad (Ⅵ-7)$$

式中 h_1——贫化前放出椭球体的高度，米；

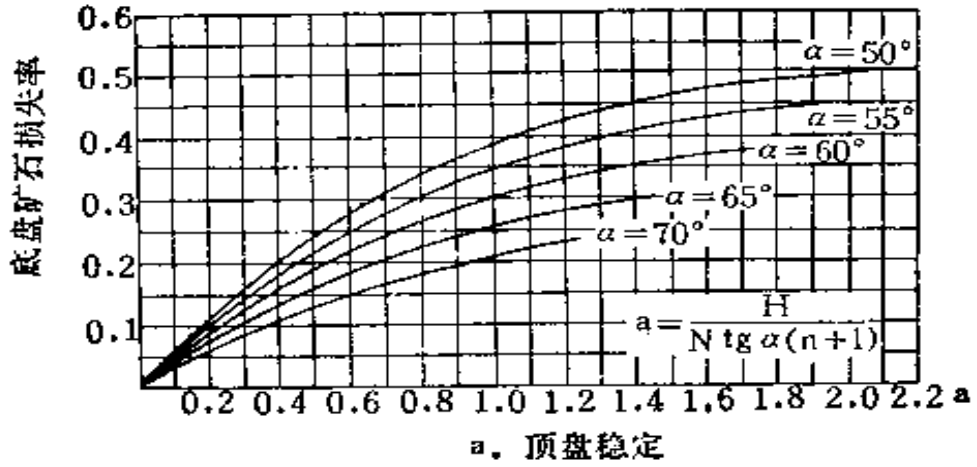
h_2——贫化后放出椭球体的高度，米。

当矿石与废石具有一个垂直的侧边接触面时，在一个漏斗内由于侧边混入废石而引起的贫化率R（体积的），可用下式求之（图Ⅵ—7）：

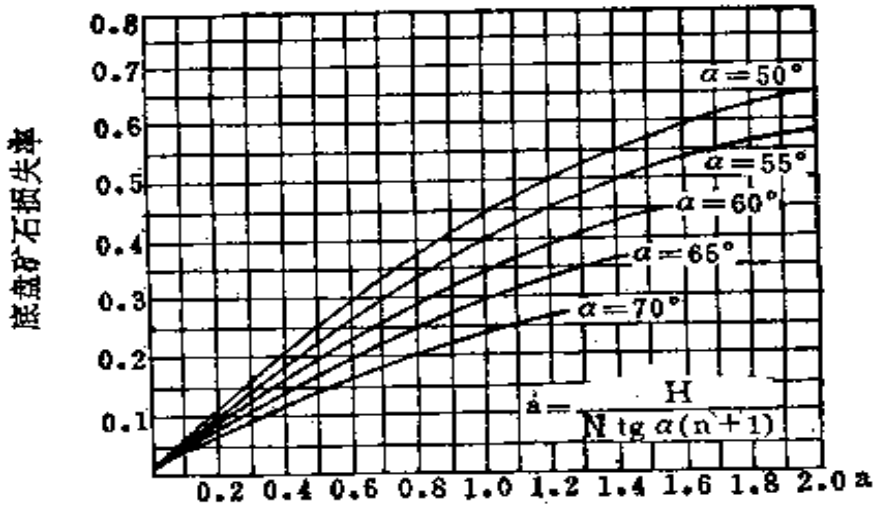
$$R=0.25\left(\frac{b_1^3}{b_2^3}-3\frac{b_1}{b_2}+2\right) \qquad (Ⅵ-8)$$

式中 b_1——放出椭球体的短半轴减去在废石内那部分后的长度，米；

b_2——放出椭球体短半轴，米。



a. 顶盘稳定



b. 顶盘不稳定

图 Ⅵ—5 底盘矿石损失计算曲线

若崩落矿石与废石具有“m”个同样的侧边垂直接触面，其贫化率可用“m”乘上式得出。

二、放 矿 管 理

放矿管理主要包括选择放矿方案、确定放矿制度和编制放矿图表三个内容。

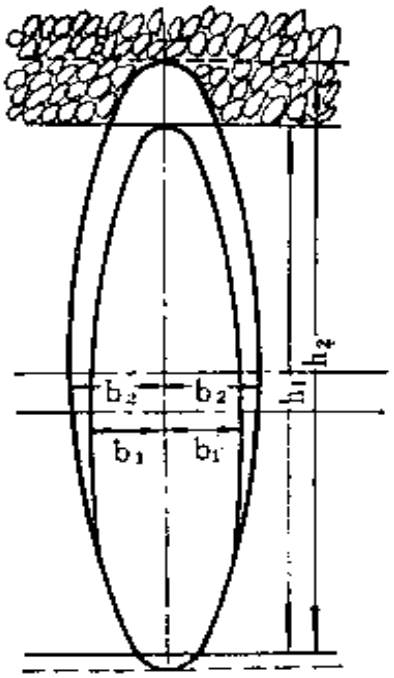


图 Ⅵ—6 具有一个水平接触面时的贫化計算示意图

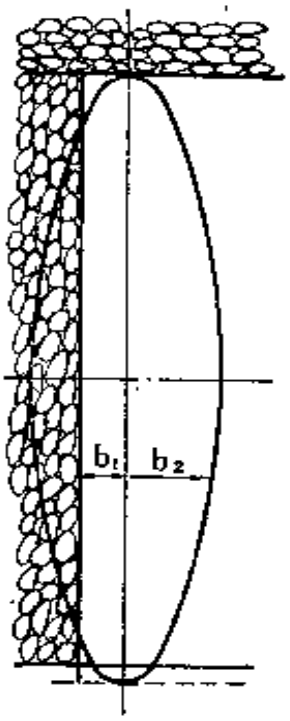


图 Ⅵ—7 具有一个侧边接触面时的贫化計算示意图

（一）放矿方案

覆盖岩石下放矿的核心问题，是在放矿过程中使矿石与废石接触面保持成一定的形状均匀下降。在崩落采场放矿中，按照接触面在放矿过程中下降的状态，可以分为下面两种放矿方案：

1．水平放矿，即随着矿石的放出，矿石与覆盖岩石接触面基本保持成水平面下降。

2．倾斜放矿，即随着矿石的放出，矿石与覆盖岩石接触面基本保持一定角度的倾斜面下降。

合理的放矿方案应满足放矿时损失贫化少、强度大与地压小等要求。选择时应根据矿体的倾角、厚度以及崩落矿岩的块度和相邻采场的情况等因素综合考虑。尽可能减少矿石与废石接触面，降低侧边接触面废石的混入率。

水平放矿的相邻采场落差和倾斜放矿的倾斜面角度，对于矿石与废石接触面的大小有很大影响。水平放矿时相邻采场的落

相互作用，故损失贫化大。但是对于分段高度小于极限高度的分段崩落法，由于各个漏斗基本上都可以独立自由出矿，采用依次放矿还是可行的。

实践证明，等量均匀顺序放矿和不等量均匀顺序放矿所获得的损失贫化指标，都是比较好的，仅是使用的场合不一样。在生产中这两种放矿制度往往是联合使用，例如我国Ⅱ矿甲坑，通常把放矿步骤分为四个阶段，即首先进行全面松动放矿，放出10～15%的矿量；其次是采用不等量均匀顺序放矿，进行削高峰，目的是在采场顶部造成一个人为的水平接触面；然后进行等量均匀顺序放矿回收纯矿石；最末是扫尾，放出贫化矿石。这种放矿方法管理复杂，放矿周期又长，难于长期坚持。因此Ⅱ矿甲坑提出了简易放矿制度，在四个阶段中，除回收纯矿量阶段由远而近每个漏斗经过几次顺序放矿外，其它三个阶段，每个漏斗基本上都是一次放完，这种作法大体上做到了均匀顺序放矿。四年多来，平均损失率为10.4%，贫化率为25.3%。Ⅶ矿也是采用不等量均匀顺序放矿，首先是由近而远清理电耙道内堆集的矿石，再由远而近的放出纯矿石，最后再由远而近放出贫化矿石，取得损失率为30%和贫化率为20%。至于依次放矿制度，由于损失贫化大，在阶段崩落法和高分段崩落法中不宜应用。但对低分段，特别是用在缓倾斜中厚矿体，还是可行的。我国Ⅵ矿甲区和Ⅴ矿都是采用这种放矿制度，由远而近几个漏斗一次耙完，分别取得损失率为25%和9.73%，贫化率为10～15%和19.7%。

（三）放矿图表

放矿图表是执行放矿制度的措施。根据它可以及时掌握矿石与废石接触面在放矿过程中的形状及其在空间的位置，借以分析各个漏斗出现贫化的原因，从而指导放矿工作的正常进行。

放矿图表是以电耙道为单位来制定。根据采场实测资料，按照平行六面体计算出各个漏斗所担负的放矿量及相应的放矿高度，编制放矿指示图表。在图表中还要根据计算，列出各个漏斗

的纯矿石回收量。此后，在放矿过程中，按照放矿原始记录和报表材料，将各个漏斗放出的矿量，用不同颜色的线条，也标注在放矿指示图表上。在日常执行图表时，对其中比计划下降慢的漏斗，则应先放或多放；下降快的则暂时停放或少放。对于出现贫化过早和矿石回收数量不够的漏斗，要进行分析，找出原因。

根据放矿理论，降低放矿过程中矿石损失贫化的根本途径，是提高纯矿石的回收率。所以，在计划放矿中，从放矿开始到相邻漏斗影响范围消失为止，均匀顺序放矿则是一个非常重要的问题。这是在相邻漏斗影响范围内控制接触面形状，提高纯矿石回收率的重要措施。当相邻漏斗影响范围消失，放矿条件发生转化，控制接触面形状已成为不可能，显然再等量均匀顺序放矿就失去意义，反而增加开闭漏斗的辅助作业时间和电耙道不必要的维护工作量。此时则应采用一次由远而近的顺序结束放矿。

同时须指出，放矿图表是用来指导放矿工作的，它不能代替其它各种放矿原始记录和报表。出矿时的计量工作，目前尚无准确简便的漏斗计量方法，一般都是采用矿车和溜井计量。这种计量方法的误差是比较大的。但作为放矿过程中掌握接触面的变化，基本上可以满足要求。只是在预计出现贫化的时间，会有一定的出入。

三、我国现用放矿管理制度评述

我国有底部结构强制崩落法矿山所采用的放矿管理制度，概括起来有等量均匀顺序放矿、不等量均匀顺序放矿和依次放矿三种。生产实践中，前二者往往是联合使用，而且均匀顺序放矿的循环次数比较少，现场称之为简易放矿。目前这种放矿制度已在生产中得到较为广泛的应用。简易放矿是从等量或不等量均匀顺序放矿制度发展出来的，它便于管理、执行容易。其特点是每个漏斗一次放出量不严格要求相等，第一次是由近而远先扫清电耙道，以后都是由远而近进行顺序放矿，反复几次，把矿石耙完。坚持

由远而近的后退式放矿顺序，可以减少电耙道维护工作量和防止有些漏斗口发生破坏而堵塞电耙道。实现均匀放矿时，漏斗的暂时封闭工作是一件比较麻烦的事，因而一般都是利用大块卡斗来自然封闭漏斗。例如Ⅰ矿采用垂直扇形中深孔落矿，孔底处大块自然形成一层。爆破后先由近而远扫清电耙道并放出纯矿石，各漏斗按顺序连续放矿直至大块卡斗。如果是一层扇形中深孔，即采用由远而近的顺序，破大块放出贫化矿石，每个漏斗一次放完为止。假若是两层中深孔，则破大块后放出的仍是纯矿石，直到再次卡斗。最后再由远而近的破大块，回收贫化矿石，到放完为止。该矿采用这种放矿制度，使804阶段的平均损失率达到15.5%，贫化率22.57%。

依次顺序放矿是用在缓倾斜中厚矿体，主要是分段高度不大，矿石有自燃发火危险或顶盘不即时崩落的矿山，效果也较好。至于等量或不等量均匀顺序放矿制度，在Ⅱ矿乙坑和Ⅶ矿都在应用，别的矿山也曾用过。但在管理上是比较复杂，可是都取得很好的损失贫化指标。

我国有底部结构强制崩落法的矿山，为什么在使用简易放矿和依次放矿还能取得较好的损失贫化指标呢(见表Ⅱ-2)？其主要原因是所采用的阶段高度为30～50米，分段高度为10～25米，都不太大。根据经验资料，极限高度对漏斗间距和直径差〔$h_K/(s-d)$〕的比值，粉矿为7.2，块矿为3.3。因此，对我国矿山的漏斗间距5～7米和漏斗颈直径2米时，粉矿的极限高度 h_K 为22～36米，块矿为10～17米。由于我国所采用的分段高度最大的只有25米，甚至个别的阶段崩落法，如X矿甲坑其阶段高度也仅有30米，都在极限高度左右，所以没有严格地采用等量或不等量均匀顺序放矿制度，还是可行的。但是，按照放矿基本理论，高分段（或阶段）对于等量或不等量均匀顺序放矿，其纯矿石相对回收量和损失贫化指标，要比简易放矿或依次顺序放矿好。如果是低分段（或阶段），则两者所取得的上述指标应该是一样，而且简

地质取样化验来求得，叫做间接法。在使用崩落法时，通常除采切部分的损失贫化外，都不可能再到采场中进行实测，所以只能用间接法按下列公式进行计算。

1．采出矿石的数量回收率K

$$K=\frac{T}{Q}\times 100\% \qquad (Ⅵ-9)$$

式中 T——采出矿石量，吨；

Q——采场地质储量，吨。

2．金属回收率 K_K

围岩含品位时：$$K_K=K\frac{a'-a''}{a-a''}\times 100\% \qquad (Ⅵ-10a)$$

围岩不含品位时：$$K_K=K\frac{a'}{a}\times 100\% \qquad (Ⅵ-10b)$$

式中 a——矿石平均地质品位，%；

a'——平均出矿品位，%；

a''——围岩平均品位，%。

3．金属损失率q_K

围岩含品位时：$$q_K=1-K\frac{a'-a''}{a-a''}\times 100\% \qquad (Ⅵ-11a)$$

围岩不含品位时：$$q_K=1-K\frac{a'}{a}\times 100\% \qquad (Ⅵ-11b)$$

4．金属贫化率R_K

围岩含品位时：$$R_K=\frac{a-a'}{a-a''}\times 100\% \qquad (Ⅵ-12a)$$

围岩不含品位时：$$R_K=\frac{a-a'}{a}\times 100\% \qquad (Ⅵ-12b)$$

间接法计算损失贫化的公式中，是把损失部分的矿石品位等于地质品位推算而来的，这与实际情况不完全相符，特别是开采有色金属矿床时更是如此。但是到目前为止尚未找到一种更合理

的方法，只能采用这种间接法来计算损失贫化指标。在计算时，应以采场为计算单元，然后再汇总出全阶段以及全矿各个季度和全年的损失贫化。

参与计算的各项原始数据，可按下列方式获得：

（1）采场地质储量Q和地质品位a，要用二次圈定后的数据。二次圈定的取样，一般是在采准切割工程中用刻槽法和深孔法取得。

（2）围岩地质品位a''，可用地质报告上提供的。如有条件进行复查，最好用复查后的数据。

（3）采出矿石量T，如用矿车计量法，则应根据选厂的实际数值加以调整。

（4）采出矿石品位a'，可以在矿车中取样或各个漏斗上取样化验而得。在纯矿石回收阶段不必取样化验，而用原来的地质品位。但在放出贫化矿石阶段，则需系统地取样化验，算出贫化后放出矿石的品位。最后用加权平均法求出两者的平均出矿品位。

三、降低损失贫化的措施

有底部结构强制崩落法是一种高效率但损失贫化较大的采矿方法，因此降低回采过程中的损失贫化就具有更为重要的意义。经过十多年的生产实践，很多矿山在这个方面积累了不少的经验，总结起来可以分为以下几个方面：

1．损失贫化的降低，最根本的一条就是要在思想上重视，从路线的高度来认识其重要意义，正确处理数量与质量的辩证关系。一方面要充分发动群众，大搞群众运动；另一方面还必须建立专职队伍，加强管理，定期分析研究，找出损失贫化的原因，及时采取有效的措施。

2．选择合理的回采方案，这是降低损失贫化关键性的措施，也是十多年来我国使用有底部结构强制崩落法矿山大幅度降

低损失贫化的一条重要经验。

3．根据矿床的二次圈定资料及时修改设计，避免丢失矿石和采掘废石。

4．认真执行工程质量验收和采场管理制度，发现问题及时加以解决，做到事前防止损失贫化的发生，事后又有弥补的措施。

5．搞好电耙道的维护和提高大爆破的质量，减少大块产出率，为出矿创造有利条件。

6．对于地压大或有自燃发火危险的矿山，凡是已放炮的采场，必须加速出矿，以缩短出矿周期。

7．加强放矿管理。根据合理的放矿方法和制度，按放矿指示图表进行放矿，以便有效地控制放矿过程中的损失贫化。

8．加强生产技术管理，做好放矿过程中的取样和计量工作，做好原始记录资料的收集和整理，为计算损失贫化和分析产生原因，提供可靠的依据。

第三节　采场运搬

一、基本情况

在我国的有底部结构强制崩落法中，一般都是采用电耙出矿。电耙出矿具有结构简单，操作方便，坚固耐用，效率比较高的优点。表Ⅵ—1中可以看出，目前同类型设备在不同的矿山，其出矿效率差异很大。如何进一步提高电耙出矿效率，对有底部结构强制崩落法来说，是一个不可忽视的重要问题。

二、影响电耙效率的主要因素

根据Ⅲ矿的历年统计资料，电耙的出矿效率见表Ⅵ—2。

1966年以后电耙出矿效率大幅度上升的主要原因是减少了大块，提高了电耙纯耙矿时间。根据1966年以前的电耙实测资料，在八小时作业时间内，耙矿仅为17%，准备工作占18%，处理故

表Ⅵ—1　我国矿山电耙设备效率统计表

矿山名称	电耙型号功率（瓩）	耙斗容积（米³）	耙运距离（米）	1971年平均耙运效率（吨/台日）	备注
Ⅱ　矿	2DP-28	0.3	25～30	306	
Ⅰ　矿	2DP-28 2DPJ-30	0.3	25～30	269	
Ⅵ矿甲区	2DPJ-28 2DPJ-30	0.25	30～70	150～200	
Ⅷ　矿	2DPJ-28	0.3	30～40	80～120	台班效率
Ⅶ　矿	2DPJ-28	0.3	25	300	
Ⅸ矿甲坑	ПС-3-20 2DPJ-28 2DPJ-30	0.15～0.3	30～40	282	
Ⅸ矿乙坑	ЛУ-15-14 2DPJ-28 2DPJ 30	0.1 0.15 0.3	30～50	178.7	
Ⅳ　矿	2DPJ-28	0.3	30～50	100～150	
Ⅴ　矿	2DPJ-28	0.3	30～50	169	
Ⅹ矿甲坑	ЛУ-15-14	0.15	30～50	100～120	
Ⅺ　矿	2DPJ-28	0.30	30～40	200～300	

表Ⅵ—2　Ⅲ矿历年电耙出矿效率表

年　度	1960	1961	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1970	1971
电耙平均台效（吨/台日）	120	128	130	125	164	280	482	268	341	306

障占28%，二次破碎则占37%。这就说明电耙出矿效率低的主要原因是大块多、二次破碎时间长和纯耙矿时间短。改善崩矿质量，降低大块产出率，是目前提高电耙出矿效率的重要途径。

三、产生大块的原因及消除措施

采场大爆破的结果，矿石被破碎成为各种不同的块度。由于有底部结构强制崩落法不能在采场内进行大块测定，也就难以直接确定大块产出率。至于已经流到电耙道中的矿石，由于在漏斗颈中已经进行了初步的二次破碎，故不能准确地反映大块产出率的情况。目前一般均用二次破碎炸药消耗量来表示。

我国各个矿山要求的最大合格块度及二次破碎炸药消耗量，如表Ⅵ—3所示。

表Ⅵ—3 我国矿山的最大合格块度和二次破碎炸药消耗量

矿山名称	Ⅲ矿	Ⅰ矿	Ⅵ矿甲区	Ⅷ矿	Ⅶ矿	Ⅱ矿甲坑	Ⅱ矿乙坑	Ⅳ矿	Ⅴ矿	Ⅹ矿甲坑	Ⅸ矿
最大合格块度（毫米）	500	600	500	500	400	500	400～500	500	600	500	500
二次破碎单位炸药消耗量（公斤/吨）	0.26	0.24	0.125	0.2	0.45～0.5	0.07	0.065	0.064	0.23～0.25	0.27～0.3	0.14

影响矿石破碎的因素是错综复杂的，其主要为：

（1）矿石的物理力学性质是影响破碎块度的重要因素。松软矿石，尽管炮孔实现率及利用率低，但仍能获得较好的破碎效果。有的矿石虽然坚硬，但爆破性好，爆破后也能获得比较满意的块度。有节理、层理的存在，爆破时往往沿自然弱面破裂而影响爆破效果。

（2）不同的爆破类型，由于爆破能量利用不同，破碎质量

也会有很大的差别。例如，挤压爆破比自由空间爆破时，大块产出率显著减少。

（3）扇形炮孔和束状炮孔由于炮孔分布不均匀，容易产生大块。凿岩爆破参数选择不当，也会增加大块产出率。

（4）爆破器材质量、炮孔施工质量和装药质量的好坏，都会影响大块产出率。

降低大块产出率的主要措施，各个矿山的主要经验是：

1．研究合理的凿岩爆破参数，进一步完善和推广挤压爆破。Ⅲ矿采用挤压爆破后，大块产出率由15%降至5%，二次炸药消耗量由0.3公斤/吨降低到0.15公斤/吨。

2．提高装药密度，适当增加一次单位炸药消耗量，由原来的0.3公斤/吨增加到0.43公斤/吨。放矿时的二次炸药单位消耗量，由0.4公斤/吨降低至0.11公斤/吨。

3．严格要求工程的施工质量，是提高爆破效果的一项行之有效的措施。

四、二次破碎的方法

放矿过程中处理“卡漏”、“悬顶”或破碎大块都需要进行二次破碎。

漏斗的卡塞，一般是大块矿石盖住或几个大块互相挤在一起。“卡漏”高度通常是在2～4米处。

矿石过挤压或小块、粉矿的粘结，往往造成漏斗上部矿石的“悬顶”，或称之为“和尚头”。由“悬顶”而造成的空间高度，一般为5～7米，个别高达10米；宽度一般由电耙道中心到漏斗边坡；长度常跨过2～3个漏斗而达12～18米。

大块破碎方法，通常是用裸露药包集中进行破碎。处理“卡漏”或“悬顶”，则应根据不同的情况，采用不同的处理方法，其办法如下：

（1）由大块矿石盖住漏斗而形成“顶盖”时，则应采用重

新打眼放炮的办法。

（2）大块矿石挤住而造成的“卡漏”，通常是用爆破竿将药包顶上去，进行爆破震动的方法来处理。

（3）处理“悬顶”，则根据造成的空硐情况，来采取相应的措施。一般是加强相邻漏斗的放矿，有时也可采用震炮的办法来松动拱基，但采用这种方法时，堆放炸药是一种冒险作业。碰到特大的“悬顶”时，则不得不重新掘进少量工程进行处理。

武汉冶金安全技术研究所在Ⅶ矿的配合下，试制成功了一种矿用“土火箭”，用来处理“卡漏”及高溜井的堵塞，经过两年将近数百次的生产试验和实际应用，已经取得了成功的效果，并在一些矿山开始推广使用。

第七章 “三强”在分段崩落法中的应用

第一节 概 述

“三强”是强掘、强采和强出的简称；是指集中力量，强化一个采场或一个分间的掘进、落矿和出矿工作，达到快速采出矿石，缩短生产周期的目的。这对开采矿岩破碎、地压大的矿床，以及矿石含硫量高、易自燃发火的矿床有极其重要的意义。因为，对于矿岩破碎、地压大的矿床，运用“三强”，缩短采场周期，可以抢在大的地压来临之前拿出矿石；对于易自燃发火的矿床，运用“三强”，缩短分间回采周期，就可以抢在矿石自燃发火之前拿出矿石，从而有效地解决了开采这类矿床的主要矛盾。

“三强”是矿山广大革命职工通过深入学习马列和毛主席著作，运用唯物辩证法的观点，正确地认识、掌握和运用客观规律，抓住矿山生产的主要矛盾，在多年的生产实践中总结出来的好办法、好经验。他们遵照毛主席关于“**无论什么事物的运动都采取两种状态，相对地静止的状态和显著地变动的状态。两种状态的运动都是由事物内部包含的两个矛盾着的因素互相斗争所引起的**”的教导，认真观察、分析地压的变化规律和矿石自燃发火规律，找出解决的方法。在矿石、围岩破碎不稳固的情况下，他们认识到在大的地压来临之前，有一段相对的稳定时间。用强掘、强采和强出的办法，把采场的切割、落矿和出矿工作抢在这段时间内完成，就可以躲过大的地压，避免或减少了巷道的坍塌。在矿石易自燃发火的情况下，他们认识到矿石从开始氧化到自燃发火，也有一段时间。因而把采场划为分间来回采，做到少

崩快出，用强掘、强采和强出的办法，把一个分间的切割、落矿和出矿工作抢在矿石自燃发火之前完成，从而有效地防止了矿石的自燃发火。经过多年的反复实践，不断地总结提高，在生产中都取得了良好的效果，证明“三强”是行之有效的经验。

“三强”不仅有效地解决了地压大和矿石自燃发火问题，还带来了缩短战线、作业集中、施工安全、管理方便、设备利用率高，以及可以减少过多的巷道超前工程等好处；并促进了一系列工艺技术的改革与完善，推动矿山搞好生产组织、生产管理和技术管理等工作；在采矿强度、劳动生产率、损失贫化、采矿成本等方面也取得了较好的指标。因此，对一般矿床开采也具有一定的普遍意义。

我国采用分段崩落法的矿山，运用“三强”比较好的、有代表性的是Ⅱ矿甲坑和Ⅵ矿甲区。以下将其运用的情况和主要经验作一简要阐述。

第二节　“三强”在矿岩破碎、地压大的条件下应用

一、“三强”的由来和成果

Ⅱ矿的甲坑代表了这种类型的矿山。

该坑矿床的主要特点是：急倾斜厚矿体、矿体和围岩（特别是底盘）节理裂隙发育，比较破碎。矿体内断层交错，老硐纵横。在开采过程中，地压较大，巷道易坍塌、冒落，绝大部分巷道需要采用木材密集支护。

该坑在实现“三强”以前，生产上存在的主要问题是：

（1）采场生产周期长，巷道维修量大，维修人员多和木材消耗量大。由于采场的切割、落矿和出矿工序时间长，工序之间往往又有停歇，一个采场从切割开始到出矿结束，生产周期一般都需要12个月以上。在矿石和围岩破碎的情况下，随着时间的延长，采场底部结构中巷道的压力越来越大，电耙道虽然采用密集

木支护，仍然垮塌严重，一般要维修1～2次，甚至前面压坏的棚子尚未换完，后面新更换的又压坏了。

（2）三级矿量中采准和备采矿量的保有量偏大，因而需要超前开凿的巷道也增多。在矿岩破碎的条件下，这些巷道过早地破坏了矿体的完整性，人为地增大了地压，增加了巷道维修量。

三级矿量偏大的原因，一是因采场生产能力低，所以按照设计能力需要的出矿采场数就增多，相应地也就增加了同时切割、落矿和采准的采场，从而导致三级矿量的增大；二是没有根据矿岩破碎和所用采矿方法的特点，来确定合理的三级矿量标准，而是简单地按照一般标准来追求三级矿量的保有量。

（3）由于同时作业的采场数多，造成作业分散，战线拉得很长，带来管理上的困难和设备利用率降低等缺点。

（4）矿石损失率和贫化率都很大。因为一些采准、切割工程作得过早，破坏了矿体的完整性，致使地压增大，造成部分落矿工程不能按设计施工。炮孔到装药时往往变了形，利用率降低，严重影响落矿质量。同时，由于电耙道压力很大，有时矿未耙完，巷道已坍塌，无法维修，被迫丢掉大量矿石。再加上放矿管理不善等等原因，造成损失、贫化高达40%和35%左右的局面。

（5）作业条件恶劣，安全事故多，劳动生产率低，采矿成本高，企业连年亏损。

由于存在以上这些问题，生产十分被动，长期达不到设计生产能力。当时认为“三级矿量不足”、“支护不过关”、“采矿方法不合理”、“损失贫化大”等是主要矛盾，于是就采取突击三级矿量、搞“支护革命”和重新试验采矿方法等措施。但由于没有接触问题的本质，没有抓住主要矛盾，问题并没有得到根本的解决。

1965年初，在毛主席“**工业学大庆**”的伟大号召指引下，广大革命职工以大庆为榜样，认真学习毛主席著作，运用毛主席的

光辉哲学思想，对矿山生产中存在的问题进行了详细的调查研究，全面分析总结了过去的经验教训，从事物的内部，从一事物对它事物的关系，来研究事物的发展，找出其主要矛盾。这样便发现巷道的坍塌，不是在施工之后就马上出现的，一般都要经过一段时间。从而认识到地压的变化规律，在大的地压引起巷道坍塌来到之前，岩石还有一个相对稳定的阶段（该坑一般为三个月左右）。因此，时间是一个重要的因素。采场生产周期越长，地压就越大。抓住了采场生产周期这个主要矛盾，便提出了用强掘、强采和强出的“三强”方法，把采场的切割、落矿和出矿工作抢在大的地压来到之前完成，以便防止巷道的严重破坏，掌握生产的主动权。经过试验和多年反复实践，证明“三强”是符合矿山生产规律的，收到了良好的效果，使矿山生产由被动变为主动，迅速突破了设计能力。群众称赞说：“‘三强’好，‘三强’妙，周期短，维修少，成本低，节约好，多出矿，安全保。”“三强”的应用，具体取得了以下主要成果：

（1）采场平均生产周期（自切割开始至出矿结束）从过去的12个月以上，缩短到1972年的6～7个月（过去的计算周期未包括停歇时间），其中53%的采场周期为5～6个月（历史最好的周期为3个多月）；

（2）大大地减少了巷道维修人员和木材消耗，降低了采矿成本；实现“三强”以后，专业维修人员减少153人，非专业检修人员减少91人。坑木消耗量由1964年每千吨22米^{3}降至1971年的10.14米^3。采矿成本由1964年的15.4元/吨降至1971年的6.50元/吨；

（3）提高了采场日出矿能力，减少了同时作业的采场数，达到和超过了设计能力。采场（按一条电耙道计算）日出矿能力由1964年的46吨提高到1971年的230吨；同时作业的采场数，由1964年的76个减到1971年的36个；生产水平超过设计能力的53.3%；

（4）降低了矿石损失和贫化。损失率和贫化率由1964年的41.4%和32.7%分别下降到1971年的7.23%和26.26%；

（5）作业条件和安全条件有了很大的改善，全员劳动生产率由1964年每人每月16吨提高到1971年40.7吨；

（6）由于同时作业的采场数少，减少了三级矿量，因而减少了流动资金，加速资金周转。

二、“三强”的主要经验

“三强”的中心是速度问题。要实现高速度，必须“好”字当头，质量第一。质量是速度的前提，在一定条件下速度又能保证较高的质量。因此，地质、测量、采矿设计等工作要做到准确、及时、周密；切割（特别是拉底）巷道、落矿工程和支护工作等必须保证质量才能好中求快。否则，其中一环出了问题，势必造成“欲速不达”，“欲强不能”的局面。例如拉底质量差，或落矿工程不够，就会影响落矿质量，导致大块产出率高，二次破碎量大，使出矿强度低，甚至造成大量的矿石损失。另一方面，当保证了速度，赢得了时间，避免或减少地压的威胁，采矿质量就必然提高。因此，速度与质量存在着相辅相成的辩证关系。

在实现强采、强出的同时，必须以强掘为基础。同时，阶段干线和采准干线要适当超前，以保证生产的衔接，否则将变成“无米之炊”。特别是开展“三强”后，阶段下降速度较快，开拓工作必须抓紧。

根据上述观点，提出了“三强”的原则是：“以速度为中心，质量为前提，掘进为基础。”在方法上是用六句话，24个字来概括，即“掘进先行，干线超前，集中兵力，平行交叉，连续作业，全歼速决”。为此要求：在组织生产上立足于高速度，在工艺技术上保证和发展高速度，在生产管理上要适应和促进高速度，也就是说，把高速度作为全部工作的出发点。

（一）生产组织方面

1．集中兵力打歼灭战

按回采顺序，以采场为单元，统筹计划，把人力、设备适当集中，多机台、多工作面同时作业，从切割开始到出矿完毕，集中力量，速战速决。当两条电耙道的矿量一次崩矿时，要组织两个掘进队和一个深孔队，三班作业共70人左右。掘进每班开动4～6台凿岩机，深孔每班开动3～5台钻机。总之，是在保证不窝工、干扰小、安全好、通风好的前提下做到合理地集中。

2．编制统筹施工计划，安排平行交叉和连续作业

兵力集中以后，就要合理安排。为此，根据每个采场的矿岩稳固性、工程量、工作面情况和作业效率等条件，编制统筹施工计划图表。编制计划时，要考虑充分利用作业时间和工作面，体现合理集中，并优先安排施工重点工程，以实现采准和切割、切割和落矿平行交叉作业。而切割、落矿和出矿应尽可能不间断地连续进行，从掘进电耙道开始到矿石出净为止，一气呵成，从而缩短采场生产周期。

3．在劳动组织上，实行综合队组

采场作业划分为三个队：掘进队担负切割工程的凿岩、爆破、出碴、支柱、巷道维修等工作，同时参加大爆破；深孔队担负深孔凿岩和大爆破；放矿队担负耙矿、二次破碎、电耙道维修。三个队由工区统一指挥。这样，一个工序由一个队组来完成，彼此之间能很好地配合协作，发挥主观能动性，充分利用工时和提高设备利用率。各队组在工区统一指挥下，保证了工序之间的连续性，加强了队组对施工质量的责任心，有利于队组管理和采场管理，保证统筹施工计划的实现。

（二）工艺技术方面

必须着重指出，“三强”不单纯是一个生产组织问题，在很大程度上与工艺技术改革有密切的关系。因此，运用“三强”，必须充分重视工艺技术的改革，工艺技术的改革，促进“三强”

不断地向前发展。几年来，易门矿狮山坑在实现“三强”的过程中，对工艺技术作了以下一些重大的改革：

1．采用挤压爆破

开始采用分段崩落法时用垂直孔落矿方案，为自由空间爆破，爆破前需要开凿约为崩落原岩体积的三分之一或四分之一的补偿空间（即切割立槽）。但在矿体破碎的情况下，这样大的补偿空间一方面难以形成；另一方面又过早地破坏了矿体，增大了地压，使底部结构的巷道维护十分困难。为了解决这个问题，该矿广大革命职工通过反复实践，不断地总结经验，由开一个大的补偿空间改为开多个小的补偿空间，一直发展到补偿空间仅为崩落矿体体积10～15%的小补偿空间挤压爆破和不专门开凿补偿空间的侧向挤压爆破，获得了良好的效果。

采用挤压爆破后，一是减少了切割工程量，缩短了切割时间；二是由于切割工程的减少，也减少了对矿体完整性的破坏，使落矿工程（深孔）的利用率提高，落矿质量改善；三是挤压崩矿本身的崩矿质量较好，故提高了出矿效率，缩短了出矿时间。这些都对“三强”起了很大的作用。

2．保护底部结构的稳固性，减少电耙道维修量和提高出矿能力

这方面采取了若干措施，如确保电耙道木支护的架设质量；斗穿、斗颈采用浅眼多循环爆破；斗穿口架设两架木支架；斗颈垛2米高的密集井框；深孔拉底采用间隔装药；大爆破前对电耙道进行临时加固等。

3．实行探采结合，以钻代坑

为了获得较为准确的地质资料，过去采用加密坑探网度的办法。但探矿工程做得过早过密，又带来了地压增加、巷道坍塌的危害。后来改为探采结合，按设计的穿脉电耙道位置每隔3～5条（30～50米）先打一条电耙道以探清矿体构造，其间则辅以坑内钻探，再通过切割工程最终圈定矿体。这样，探矿巷道可全部利

用，部分电耙道则可缓期施工，不致过早破坏矿体，同时也缩短了电耙道的维护时间。

4．实行多翼回采、分区通风

过去，阶段的回采是两翼向中央。为了满足生产能力的要求，回采工作至少需要同时在两个阶段上进行。这样做，带来了阶段的下降速度慢、巷道维护时间长、维修量加大、管理分散等问题。推广“三强”后，改为多翼回采，即在一个阶段900米的矿体长度上沿走向分为南部、中部和北部三个采区，每个采区由中间开刀向两翼回采，一个分段上形成六翼回采。这样，回采工作基本上集中在一两个分段上进行，大大提高了阶段下降速度，减少了巷道维护时间，缩短了战线利于集中管理。对于收尾采场，因压力增大，选择在矿体薄、矿量小、品位低以及比较稳固的部位，以减少矿石损失和贫化。

由于多翼回采，战线缩短，人员集中，通风系统必须与之相适应。因此，将原来对角式通风系统改为新鲜风流直接压入耙运水平的分区并联通风系统。

5．改进采准系统布置

因顶盘岩石稳固性比底盘好，把原来布置在底盘的采准系统改到顶盘。也就是把采场溜井、人行井、材料井、进风井等布置在顶盘。这样，减少了过去因底盘岩石破碎，而在出矿时期内，常出现停产维修所耗费的时间。

6．改进开拓运输系统

为了保证采场的出矿强度，将原来的尽头式穿脉装车改为沿脉装车的环形运输。

（三）生产管理方面

实行“三强”后，生产管理必须与之相适应，改革不适合“三强”的管理办法，以保证实现高速度。

1．调整三级矿量

三级矿量是保证矿山持续生产的物质基础，对每个矿山来说

都是必不可少的。它是检查矿山工作的一个重要手段，是矿山生产管理的一个重要方面。但是，三级矿量的保有期限，应根据各个矿山的矿床具体条件和采用的采矿方法特点来适当地加以调整。

当初，曾认为生产能力上不去，主要是三级矿量不足，于是便机械地按照规定的开拓矿量3～5年，采准矿量1～1.5年，备采矿量6～8个月的标准，突击掘进，以图主动。结果事与愿违，适得其反。一是采准、切割巷道大量坍塌，维修量大增，甚至工程报废；二是过多、过早地破坏了矿体的完整性，在落矿工程作得不够的条件下，被迫爆破，造成严重的损失贫化；三是作业条件恶化，安全事故增多；四是劳动生产率低，资金积压，成本增高。总之是造成了更加被动的局面。事实证明，在矿岩破碎的条件下，由于巷道大量坍塌，三级矿量并不是越多越好，而是越多"包袱"越重。因此，应从实际出发，加以调整。另一方面，由于实现了"三强"，采场出矿能力加大，需要同时出矿的采场数减少，相应地同时切割、落矿的采场以及同时采准的采场数也就减少，因而三级矿量保有量就少；再则，由于实现了"三强"，使采场生产周期缩短，采场准备加快，需要的采准和备采矿量就可以少。因此，经过研究并报上级批准，把三级矿量调整为：开拓矿量仍保持3～5年，采准矿量减至3.5～4个月，备采矿量减至1～1.5个月，增加存窿矿量为1.5～2个月。事实证明，这样的三级矿量标准，不但没有影响矿山持续生产，反而扭转了被动局面；再加上其它措施，使矿山平均日产水平比"三强"以前提高了221%，超过设计能力53.3%。

与此同时，对三级矿量的工程标准也作了适当调整。即将部分采准工程，例如大部分电耙道（为了探矿每隔30～50米先掘进的电耙道除外）移至切割阶段进行，将部分切割工程与回采落矿平行交叉作业。目的是尽可能缩短某些工程的维护时间和采场生产周期。

2．加强技术管理

为适应战线缩短，作业集中之后产生新的矛盾，如作业相互之间的干扰和影响等，把地质、测量、采矿等技术人员组织在一起，成立技术组，便于分工协作，有机配合。经常深入现场，跟班劳动，随时解决施工中出现的问题，工作在工区，服务到队组，图纸进坑，现场技术管理工作一包到底。采场设计实行工人、干部和技术人员三结合讨论定案，现场技术交底，使队组人人心中有数，依靠广大工人群众做好技术工作。

3．做好放矿管理，保证“强出”和降低损失贫化。

4．搞好材料供应，及时满足生产需要。

第三节　开采易自燃矿床时“三强”的应用

Ⅶ矿甲区代表了这种类型的矿山。

一、“三强”的由来和成果

该区矿床的主要特点是：缓倾斜中厚矿体，平均倾角23°，垂直厚度10米左右；矿石风化严重，含易发火的胶状黄铁矿和海绵状黄铁矿较多；含硫平均为13.4%，局部高达38.3%～46.7%，在开采过程中，采场堆集的松散矿石与空气接触时间过久，就易氧化自燃发火；矿体松软，有粘结性；顶盘极不稳固，溶洞、裂隙发育，为铁帽和黄泥所充填；底盘中等稳固到不稳固。

1963年，在“**鞍钢宪法**”的旗帜指引下，矿山组织“三结合”试验研究组，用毛主席的光辉哲学思想认识自然，改造自然。遵照毛主席关于“**研究任何过程，如果是存在着两个以上矛盾的复杂过程的话，就要用全力找出它的主要矛盾。捉住了这个主要矛盾，一切问题就迎刃而解了**”的教导，认真总结Ⅶ矿甲区火区开采的经验教训，分析矿石氧化自燃发火的规律，认识到矿石自燃发火的主要矛盾是矿石暴露在空气中的时间长短。不能让矿石暴露时间太长，避免松散矿石尤其是粉矿在采场长期堆积。从

这一点出发，又考虑到顶盘不稳固、矿石松软、有粘结性、缓倾斜、中等厚度等特点，试验了底盘脉外电耙道的分段崩落采矿法。确定每条电耙道（即一个采场）分成2～3个分间依次崩矿，每次少崩快出。并在施工时实行强掘、强采、强出的“三强”方法，把一个分间（3～4对漏斗）的矿石，在15～20天内采下出完。同时顶板的黄泥、废石随之自然崩落，抑制了残存矿石的氧化自燃发火。采用了这个方法，解决了十多年未能解决的火区开采方法问题。自1964年正式采用，较顺利地采完了三个阶段，采出矿石量100多万吨，阶段回采平均日出矿水平达650～700吨。

二、“三强”的主要经验

Ⅶ矿甲区开采易自燃矿床应用“三强”的主要经验有下列几方面：

1．在回采方案的结构和施工顺序上，要保证不过早地揭露矿体，以避免矿石接触空气后氧化聚热。

Ⅶ矿甲区的分段崩落法采用底盘脉外底部结构，在进行采准系统施工的过程中，不致揭露矿体。在电耙道永久支护（混凝土砌券或喷射混凝土）未完成之前，亦不允许开始切割工作。

2．划成分间来进行回采。

这是实现“三强”的重要关键，也是对付矿石自燃发火的主要工艺技术。因矿石与空气接触就易氧化自燃发火。所以开在矿体内的巷道（即切割工程）要快掘快结束（即强掘），以免矿体与空气接触时间过久；回采崩岩也要求快（即强采），不能让已作好切割工程的矿体暴露过久；特别是崩下来的破碎矿石要赶快出完（即强出），以避免氧化自燃发火，因破碎矿石的孔隙率大，单位体积与空气的接触面积大，氧化、聚热、自燃就快。划成分间来回采，则一个分间的切割、落矿工程量就小，落矿量亦少，因而很快把切割、落矿工程作完，崩落的矿石也很快出光，避免了矿石氧化自燃发火。

分间的大小，根据矿石自燃发火程度以及矿石的稳固程度而定。分间大，相应地它的切割和落矿工程量就大，落矿量亦大，因而这些作业时间长，生产周期长。反之，则生产周期短。但是，分间过小也带来爆破次数多，以及矿石与废石接触次数多，增加矿损和贫化等缺点。分间的大小要控制它生产周期小于矿石开始与空气接触到自燃以前这一段时间，一般为10×15～20米^2，即3～4对漏斗，崩矿量约4500～6000吨，从开始切割到出矿结束的周期在一个月左右。如果矿石氧化速度很快，则分间尺寸缩小到10×10～15米^2，即2～3对漏斗，崩矿量约2500～4000吨。

采场的生产周期（包括采准、支护、切割、回采凿岩、爆破及出矿），垂直走向布置时为5～5.5个月，沿走向布置时为4～4.5个月。

3．分间的施工采取多工序、多工面平行交叉作业，尽量缩短施工周期。

分间的切割是把所有的漏斗颈同时上掘至拉底水平的顶板标高，然后沿电耙道方向相向贯通，形成两条拉底平巷，在拉底平巷中央掘进拉底横巷，控制分间宽度，形成双“十”字形拉底平巷。在十字处开凿切割天井，作为爆破时的自由面。这些工作面的平行与交叉作业，大大地加快了切割工程的进度。同时，只开切割井，不事先开成切割槽，也减少了切割工程量，缩短了切割时间，还减少了矿体的暴露面积，减少氧化。

当一个分间的回采工作结束后，再紧接着进行另一个分间的切割工程。为了减少爆破次数和加快阶段回采速度，相邻两采场的相邻两个分间可同时作工程，一次爆破两个相邻分间，由各自的电耙道出，不存在矿石崩多了矿石堆积过久易氧化自燃问题。

落矿凿岩与部分切割工作亦平行交叉作业，以争取时间。

4．分间爆破后立即出矿，连续出，抢在破碎矿石氧化自燃发火或结块之前把矿石出光。

一般爆破后的松散矿石要堆积0.5～1个月以上才会自燃发

火。

为保证分间的高强度出矿，采用0.25～0.3米^{3}的大耙斗，同时运输水平采用环形运输。

5．在劳动组织上，实行综合工作队。

负责分间的全部切割、落矿和出矿工作。下分掘进、采矿、出矿三个小队，互相协作配合，统一指挥。这样，便于管理，易于计划安排，同时易于保证施工质量，对实现“三强”起到保证作用。因为按照“三强”的原则，要求一个分间开始切割后，就应当不间断地连续作业，直到回采工作结束。

第四节　“三强”的初步评价

Ⅱ矿甲坑和Ⅵ矿甲区实行“三强”的情况表明，“三强”是运用毛主席的光辉哲学思想研究矿山生产规律的产物，是开采矿岩破碎、地压大或易自燃矿床的有效方法，是围绕矿山生产主要矛盾、改善生产组织、改革工艺技术和加强生产管理相结合的好经验。

然而“三强”不仅对于开采像狮山坑和松树山区这两种类型矿床是非常有效的，对于开采一般的矿床也具有普遍的意义。

“三强”的直接效果是缩短采场生产周期，这对于每个矿山来说都是需要的。因为采场生产周期的缩短，可以带来提高采场生产能力、减少同时作业采场数、缩短战线、集中作业、节省人力物力等一系列的好处。不过，这里所讲的“三强”，也是相对的，它有一定的限度，要符合客观规律，要尽到主观努力。任何事物都是一样，超过一定限度，违反客观规律，都将走向其反面。同时这里所讲的“强”，还要有持续性，要作为组织生产的原则，解决主要矛盾的手段，否则就不能充分发挥其优越性。

掘进、采矿和出矿，是构成采场生产周期的整体。如果要求持续地缩短采场生产周期，那就必须以强掘为基础。没有强掘，就不可能有强采；没有强掘和强采，强出就无法持久。但在某种

特定的条件下，“三强”中的某一二强也起着重要的作用。例如，用分段崩落法开采顶盘中等稳固的缓倾斜中厚矿体（如Ⅴ矿），在回采过程中顶盘岩石不是随落矿及时崩落，而是在放矿过程中逐渐崩落。在这种情况下，强出就具有重要的意义。因为强出可以抢在顶盘崩落之前把矿出完，或者多出些纯矿石，以减少损失贫化。总之，Ⅱ矿甲坑和Ⅵ矿甲区运用“三强”的经验给人们在解决矿床开采问题上，更明确地打开了一条思路：即凡是在开采过程中，由于拖长时间而产生或者变得严重的问题，都可以从工艺技术上、生产组织上和生产管理上采取措施缩短周期去解决。例如，在地压特别大的情况下，先落矿后掘进电耙道的回采方案，也是符合这一原则的。当我们有了这样一个明确的指导思想，在解决生产实践中的具体问题时，就会收到更好的效果。

结　束　语

以上各章概括地阐述了我国应用有底部结构强制崩落法的基本状况和主要经验。十多年来，这种采矿方法所以获得了迅速的发展和广泛的应用，是由于它具有如下的优点：

（1）采用不同的回采方案，能够适应多种地质条件，具有较大的灵活性；

（2）电耙道的生产能力大，高者可达200～300吨/日。开采强度也比较高，例如Ⅱ矿甲坑在厚矿体中近几年的年下降深度达到了20～23米，因此允许矿山有较大的生产规模；

（3）劳动生产率与空场法不相上下。在我国现有技术装备条件下，包括采准、切割、支护、落矿、出矿各工序的采矿方法综合劳动生产率，分段崩落法为4.5～10吨/工班，阶段崩落法为7～14吨/工班；

（4）所用设备比较简单，操作、维修都很方便；

（5）材料消耗少，采矿成本低；

（6）一般都可保有较多的存窿矿量，生产的调剂余地大，比较主动；

（7）只要矿山的通风方式和通风系统选择合理，采用新风由总进风道直接送至耙运层的采场通风系统，并保证电耙道的风速达到0.5米/秒，通风条件还是比较好的。这一点对于有矽尘危害的矿山具有极为重要的意义。

但是，事物总是一分为二的，这种采矿方法也存在着很多问题：

（1）采准、切割工程量大，上水平机械化程度低，是最突出的缺点之一。据统计，不少矿山的掘进、支护工人占井下工人总数的一半左右，例如Ⅲ矿为42.5%，Ⅰ矿为67%。每采一千

吨矿石，消耗在采准、切割工程上的劳动量，一般都占采矿方法总劳动量的50～60%；

（2）一般不能分采和剔除夹石，因此用于开采夹石率比较高的矿体，效果不好；

（3）损失率、贫化率高，放矿条件差时尤甚。许多矿山的经验表明，开采上部一两个阶段时，往往由于对矿岩特点还缺乏应有的认识，损失贫化指标一般都不理想，因此，不宜用于开采高价和高品位的矿床；

（4）管理工作比较复杂，特别是对落矿质量和放矿的管理稍有放松，损失率和贫化率便显著升高。

为了使有底部结构强制崩落采矿法得到不断改进和提高，在总结我国十多年来的生产经验，并批判地吸取国外技术的基础上，提出以下改进意见供有关部门研究参考：

（1）进一步简化采矿方法的结构，减少上水平工程，降低千吨采切比；

（2）通过合理布置采切工程，使阶段崩落法深孔和中深孔落矿方案更加完善；

（3）改进分段崩落法的采准系统，条件适合时，增设电梯井或设备提升井，为减轻辅助工作的劳动强度创造有利条件；

（4）研究试制高效率中深孔凿岩设备，使合理的炮孔深度增加到25～30米，以减少采准，切割工程量；

（5）凡属条件适合的矿山，应当经过试验，推广挤压爆破和多排同段爆破，以达到改善崩矿质量，减少切割工程，简化爆破工艺，提高采场生产能力的目的。同时对挤压爆破、多排同段爆破的机理和适用条件，进行必要的研究；

（6）在电耙道维护方面，应积极试验，推广喷射混凝土支护和砂浆锚杆支护，降低支护材料消耗，提高支护工作的效率。在地压大的矿山，条件允许时，试验采用可缩性金属支架支护电耙道；

（7）加强对损失、贫化的管理，在生产中注意总结简易均匀放矿的规律；坚持深孔取样，掌握矿石品位快速分析的技术；

（8）重视对地压的研究和岩层移动的观测，为指导生产提供可靠的资料。