目　录

1　概述……（1）

1.1　留矿采矿法的实质……（1）
1.2　留矿采矿法的适用条件……（1）
1.3　矿房布置及采准、回采工作基本内容……（1）

2　深孔留矿采矿法……（5）

2.1　适用条件……（5）
2.2　矿块的开采设计……（5）
2.3　采准工程施工……（19）
2.4　回采工作……（21）
2.5　深孔留矿法的技术经济……（46）

3　浅孔留矿采矿法……（51）

3.1　适用条件……（51）
3.2　矿块的开采设计、施工与回采……（51）
3.3　浅孔留矿法在不稳固岩层中的应用……（80）

4　留矿采矿法的三级矿量管理……（91）

4.1　三级矿量管理的意义和原则……（91）
4.2　三级矿量的划分……（91）
4.3　三级矿量的保有期限……（93）
4.4　三级矿量的管理工作……（99）

5　留矿采矿法在国内外的应用……（100）

5.1　留矿法在国外应用的典型实例……（100）
5.2　留矿法在我国的应用……（110）

参考文献……（139）

附录……插页

1 概　述

1.1 留矿采矿法的实质

留矿采矿法简称留矿法。其实质是将阶段划分为矿块，在矿房内按自下而上分层回采顺序进行逐层崩矿，随着崩矿工作的进行，定期地从放矿底部结构放出30～40%的崩落矿石，使矿房中经常保持所需的工作空间，而将60～70%的崩落矿石暂时留在矿房中，作为工作台，并支撑两帮围岩，待矿房全部采完后再集中放出。回采形成的空场可用充填料充填，或采用崩落围岩的方法进行处理。

1.2 留矿采矿法的适用条件

留矿法适于开采急倾斜矿体，当矿石、围岩具有中等稳固性，产状较稳定，矿石无结块性和自燃性，矿体厚度自脉状薄矿体至中厚及厚矿体均可使用。近来，国内、外为了扩大留矿法的适用范围，在倾斜及缓倾斜矿体中进行了应用留矿法的探索研究，并取得了有益的经验与成果。

1.3 矿房布置及采准、回采工作基本内容

用留矿法开采急倾斜薄及中厚矿体时，矿房长边通常沿矿体走向布置。相邻矿房间的矿柱，其宽度比矿房长度

小得多。

在开采急倾斜厚矿体时，视矿体厚度，矿房可沿走向布置，也可垂直走向布置。相邻矿房间矿柱宽度和矿房宽度之比，可为1:2～1:3。

根据矿体厚度及一次凿岩深度，留矿法可分为两大类，即浅孔留矿法（矿体厚度小于6～8m时），及深孔留矿法（矿体厚度大于8～10m时）。

深孔留矿法的采准工作见图1-1，包括从脉内大巷1开凿矿块天井2，一次及二次漏斗3、4和二次破碎巷道5（或电耙巷道），格筛峒室6、拉底巷道7，及凿岩峒室8等。深孔留矿法的回采工作，包括在凿岩峒室中沿矿房自下而上分层打眼、装药放炮、通风，进行二次破碎及放矿。

浅孔留矿法的采准工作见图1-2，包括由脉内大巷（或脉外大巷）1开凿矿块天井2、人行道6、耙矿溜眼3，以及开凿电耙巷道4、放矿漏斗5（有时设置二次破碎巷道）和拉底巷道7等。其回采工作，包括沿矿房自下而上分层掏槽、打眼、装药、放炮、通风、放矿和撬顶平场。

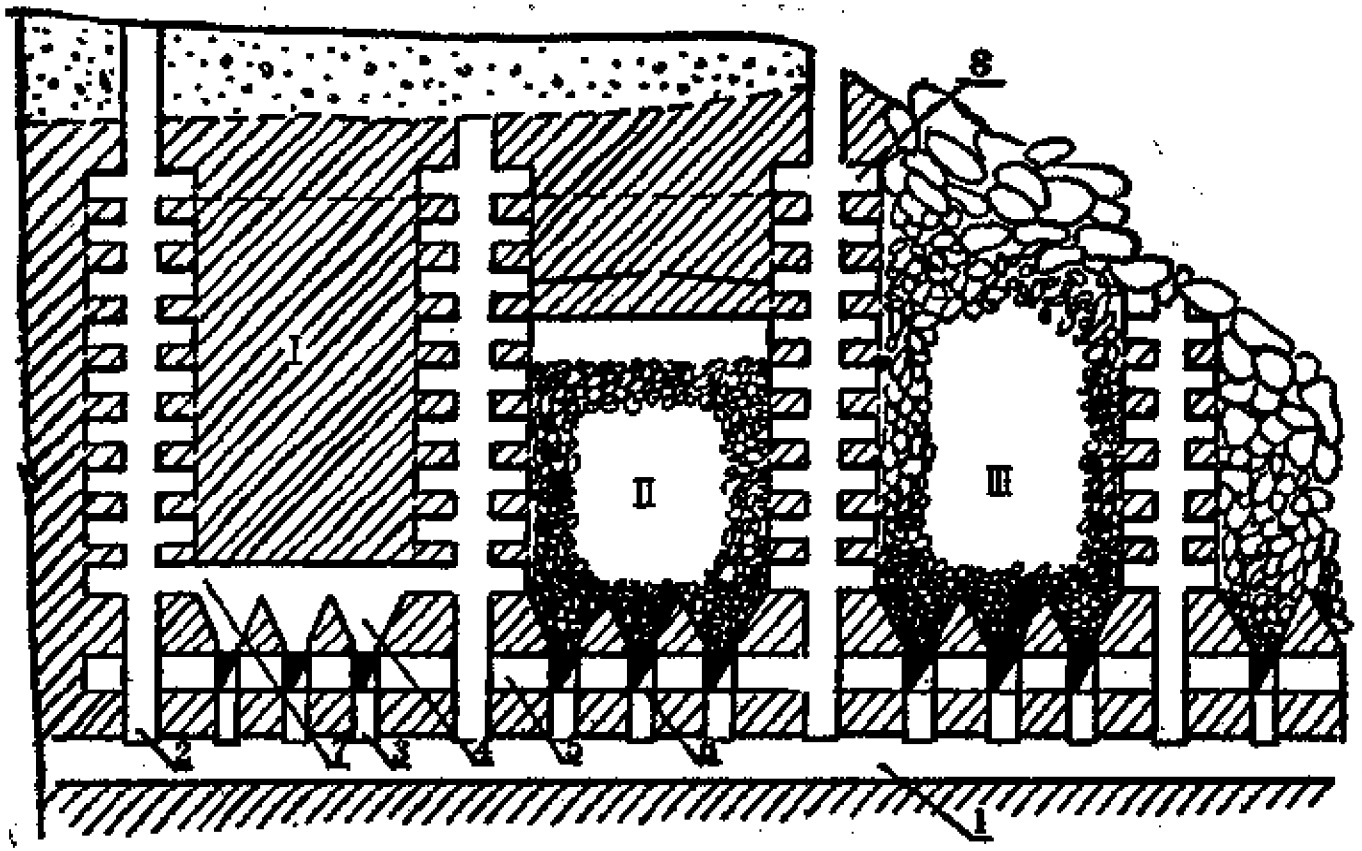


图1-1　沿走向布置深孔留矿采矿法

1、脉内运输巷　2、矿块天井　3、一次漏斗　4、二次漏斗　5、二次破碎巷道　6、格筛峒室　7、拉底巷道
8、凿岩峒室　　I——采准矿块　　II——回采矿块　　III——集中放矿

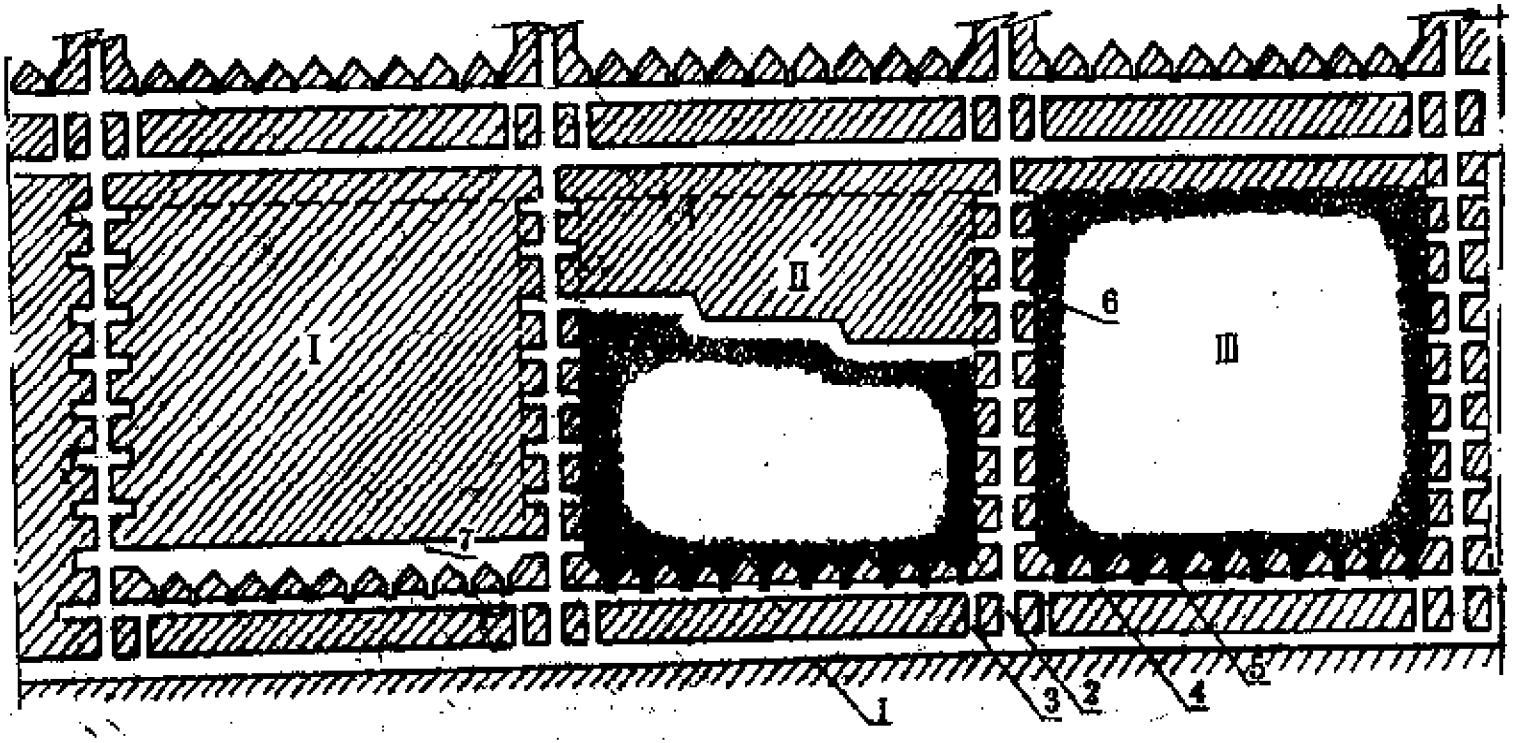


图1-2 浅孔留矿采矿方法布置图

Ⅰ——采准矿块 Ⅱ——回采矿块 Ⅲ——集中放矿

1、大巷 2、天井 3、耙矿溜眼 4、电耙巷道 5、漏斗 6、人行峒室 7、拉底巷道

522148

2 深孔留矿采矿法

2.1 适用条件

深孔留矿法适用于矿体厚度大于8～10m，围岩中等稳固，矿石稳固性中等或稍差，不自燃、不结块，无夹层或含少量夹层的急倾斜矿体。

2.2 矿块的开采设计

2.2.1 采准布置

对于中厚矿体，矿房通常沿走向布置；对于厚矿体，可垂直走向布置。矿房长度可视凿岩设备类型而定，当使用YGP-35、YG-40凿岩机时，可为25～30m；当使用YG-80、YQ-100凿岩机时，可为50～80m。根据矿体厚度及漏斗布置数量，中段高度可为40～60m。视矿石稳固性的不同，顶柱高度为4～8m。房间矿柱宽度为8～12 m（包括天井宽2.5～3.0m）。

采准要素可参考表2-1。

2.2.2 采准工作

在拟采地段，截取上、下中段的地质剖面图（如图2-1所

深孔留矿法采准要素参考表　　表 2-1

布置方案	沿走向布置	垂直走向布置
矿体厚度	<15m	>15m
中段高度	40～60m	40～60m
矿房长度	60～80m	矿体水平厚度
矿房宽度	矿体水平厚度	20～30m
间柱宽度	8～12m	8～12m
顶柱厚度	4～7m	4～7m
底柱高度	12～14m	12～14m

示）。根据地质资料，分析矿段的矿岩特性、品位、夹层分布、矿化程度、矿体倾角及厚度变化、矿段地质构造分布、上下中段的位置关系等，确定大巷、矿块天井的合理位置，布置各采准巷道。采准巷道包括脉内运输大巷、矿块天井、凿岩峒室、放矿漏斗、二次破碎巷道、格筛峒室、电耙巷道等。以下分述对各项采准工程的要求。

2.2.2.1　脉内大巷

为了回采和运输工作的方便，通常将脉内大巷布置在矿体底板。当矿体较厚时，也可布置在矿体的中间。其断面规格主要根据运输设备的规格、类型，运输线路的布置方式等，按一般井巷断面的设计要求确定。

2.2.2.2　天井

矿块天井在生产中用于通风、行人、运料等，故天井通常分为溜矿、运料及行人三格。两个天井分别布置在矿块的两端，其间距为矿块长。

当开采的第一阶段距地表较近时，如采用小井通风，则

可使天井直通地表。当矿石稳固性好时，天井可采用非密集棚子支护；地压较大时，可采用密集棚子支护。其断面规格按井巷断面设计的要求确定（图2-2）。

2.2.2.3 凿岩峒室

凿岩峒室是在回采工作中供安设凿岩机进行钻炮孔之用，其断面形状可为梯形或拱形。当钻凿中深孔时，峒室规格可为2×2.2×2.5m左右；钻深孔时，可为3.5×3.5×3.0m左右。峒室间距为3～3.5m，沿天井交错布置，若打平行炮孔，则凿岩峒室呈长条形。

2.2.2.4 漏斗

供回采放矿之用，其位置、结构尺寸是否合理，直接影响放矿效果和矿石的损失率。

按掘进顺序，放矿漏斗可分为一次漏斗和二次漏斗。一次漏斗是从脉内大巷放矿口至二次破碎水平的格筛处，形状一般呈圆锥形。为提高放矿效率，须沿矿块长度布置若干个放矿漏斗，在一定的底部结构条件下，漏斗的数目及位置应保证：①掘进工程量少；②每个漏斗所担负的放矿面积相等；③放矿效率最大；④矿石损失最少。

根据矿体厚度，二次漏斗的布置可分为单排、双排或多排。在双排漏斗时，漏斗和格筛的排列可有平行式（图2-3）和交错式（图2-4）两种。平行式安设格筛，集中管理方便，但漏斗脊部矿损大，交错式则相反。漏斗间距通常为6m左右，过大则增加脊部矿损，过小则会削弱桃形矿柱强度。

一次漏斗直径为1.8～2.2m，以能保证顺利放矿为准。放矿口直径可按下式计算：

$$D \geqslant (2.5 \sim 4)\, d_{max} \qquad (2\text{-}1)$$

式中，D——放矿口直径，mm；

d_{max}——放出矿石最大直径，mm。

一次漏斗放矿角β（图2-5）应能保证顺利放矿，且矿石流速不宜过大，以便减小矿石对溜口和矿车的冲击，通常可取β角略大于矿石的自然安息角φ。

二次漏斗近格筛段，其下滑角一般为矿石的自然安息角φ，以便减小矿石对格筛的冲击和保证二次破碎工作的安全。加大漏斗口的下滑角α，使其大于矿石自然安息角φ（通常大于50°～60°），可以保证顺利放矿。漏斗结构如图2-6所示。

2.2.2.5 二次破碎巷道

供回采中进行破碎大块矿石之用。单排漏斗时可布置在矿体的顶板（图2-10）；双排漏斗时可布置在矿体中部（图2-7中之3）。二次破碎巷道的位置要求：①保证行人安全；②排除炮烟时畅通；③滑落矿石堆积面不超过格筛的2/3，以便保证破碎工及行人的安全。

二次破碎巷道的断面形状可为矩形、方形或拱形，断面规格通常为2×2m。岩性不稳时可用木材、金属支柱或喷射混凝土支护；岩性稳固时，可不支护。

2.2.2.6 格筛峒室

位于一次漏斗之上，并与二次破碎巷道和二次漏斗贯通，供安设格筛之用。其规格一般高2m，宽3m左右，长度取决于矿体厚度及漏斗布置方式。漏斗及二次破碎巷道、格筛间的关系如图2-7所示。

2.2.2.7 电耙巷道

当不使用格筛底部结构时，可采用电耙巷道底部结构。电耙巷道可沿走向布置或垂直走向布置（厚矿体时多采用后者）。电耙峒室规格可为2×2m，耙运距离以不大于30～50

m为宜，否则影响电耙的运输效率。由于带电耙道的底部结构，可减少漏斗数目、简化采准工作，故目前采用较多（如图2-8所示）。

2.2.2.8 拉底巷道及拉底堑沟

拉底巷道位于二次漏斗之上，贯穿于两侧天井之间，由此巷道沿矿体全厚及矿房长度进行扩帮拉底，造成深孔崩矿第一分层的自由面。当使用深孔堑沟拉底时，须开凿拉底堑沟巷道，由此向上开凿拉底空间，如图2-9所示。

根据以上采准工程的布置要求，矿块设计步骤与内容包括：

（1） 分析矿块（及邻近矿块）的地质情况，掌握矿层赋存条件。

（2） 根据矿层围岩条件，选择凿岩工具、落矿方式，确定矿块尺寸。

（3） 按矿岩特性及运输方式，选择矿块天井位置、形式及规格。分析矿岩稳固性，考虑底部结构形式，确定顶柱、底柱及间柱尺寸。

（4） 由天井断面图、采区上下中段平面图，截取二次破碎水平及拉底水平平面图。按各采准巷道特征要求及相关性，设计布置放矿漏斗、二次破碎巷道（或电耙巷道）及格筛峒室等（参阅图2-10）。

（5） 按凿岩工具、落矿方式、一次爆破量，计算抵抗线，确定一次回采分层高度，并在天井两侧布置凿岩峒室。

（6） 绘制矿块采准方案图，如图2-10为单排漏斗矿块布置图，图2-11为双排漏斗及格筛布置图。

（7） 按采准巷道布置方案，计算各峒室的采准工程

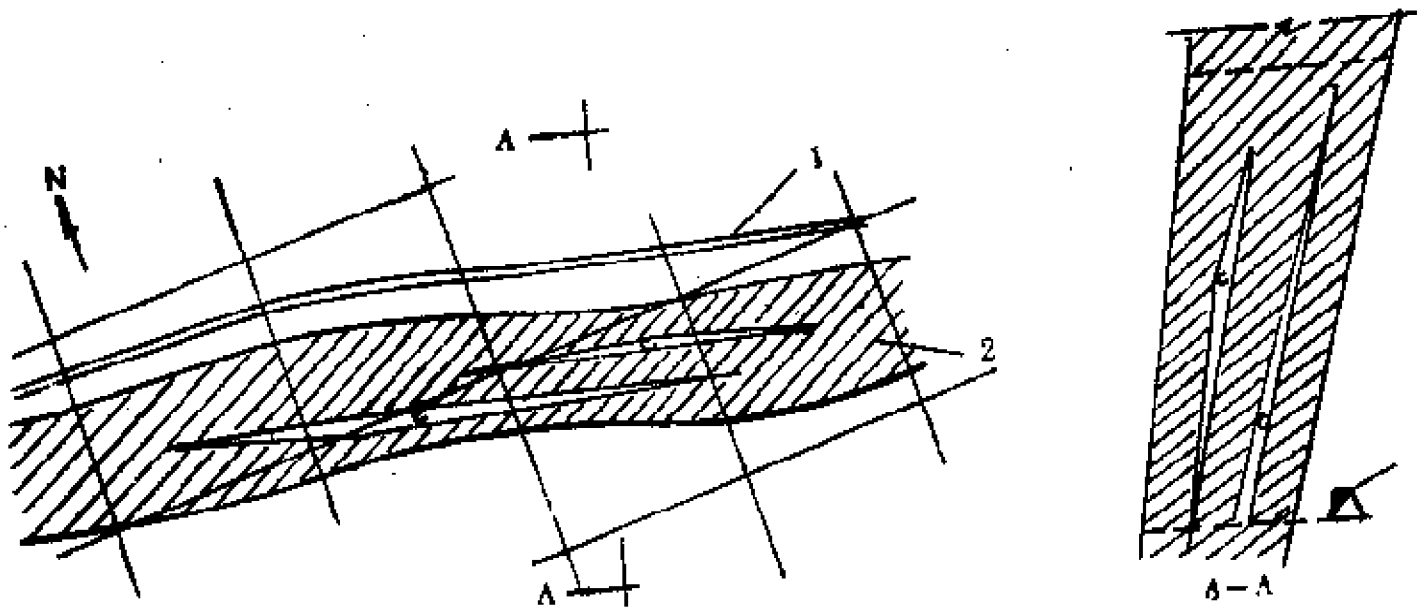


图2-1　中段地质平面图及剖面图

1　脉外运输平巷　2．矿体　3．夹层

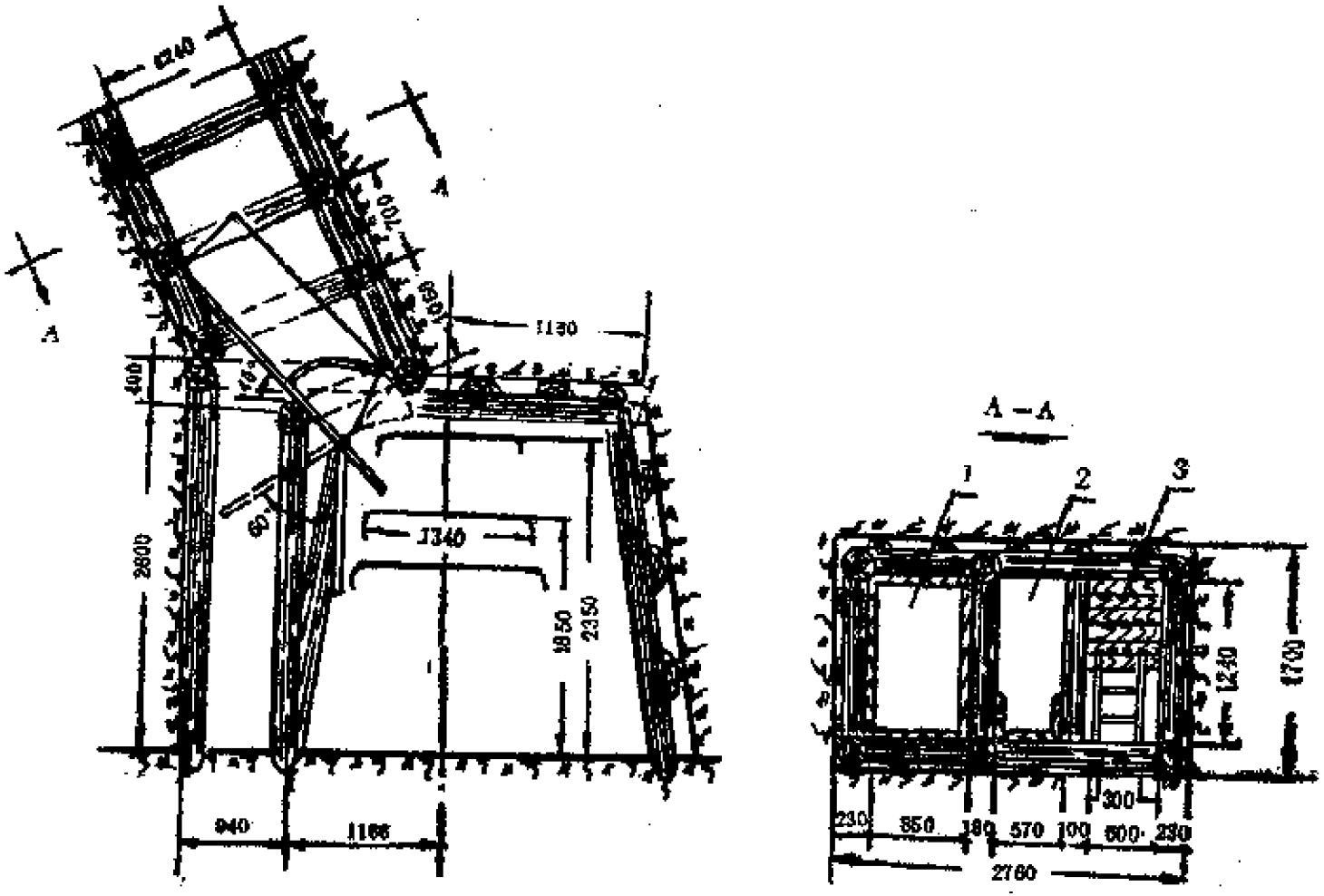


图2-2　单轨巷道天井漏斗图

1．放矿格　2．材料格　3．行人格

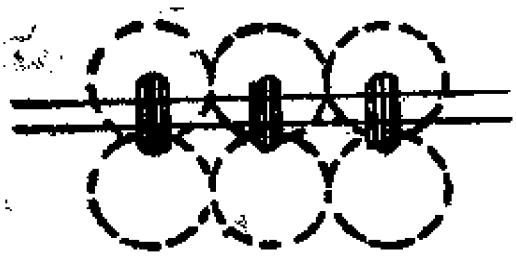


图2-3　漏斗格筛平行布置

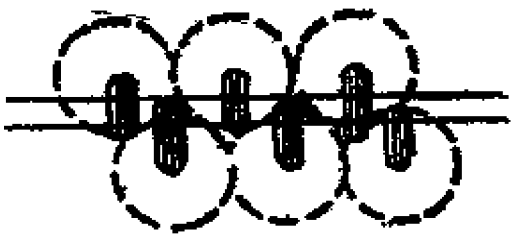


图2-4　漏斗格筛交错布置

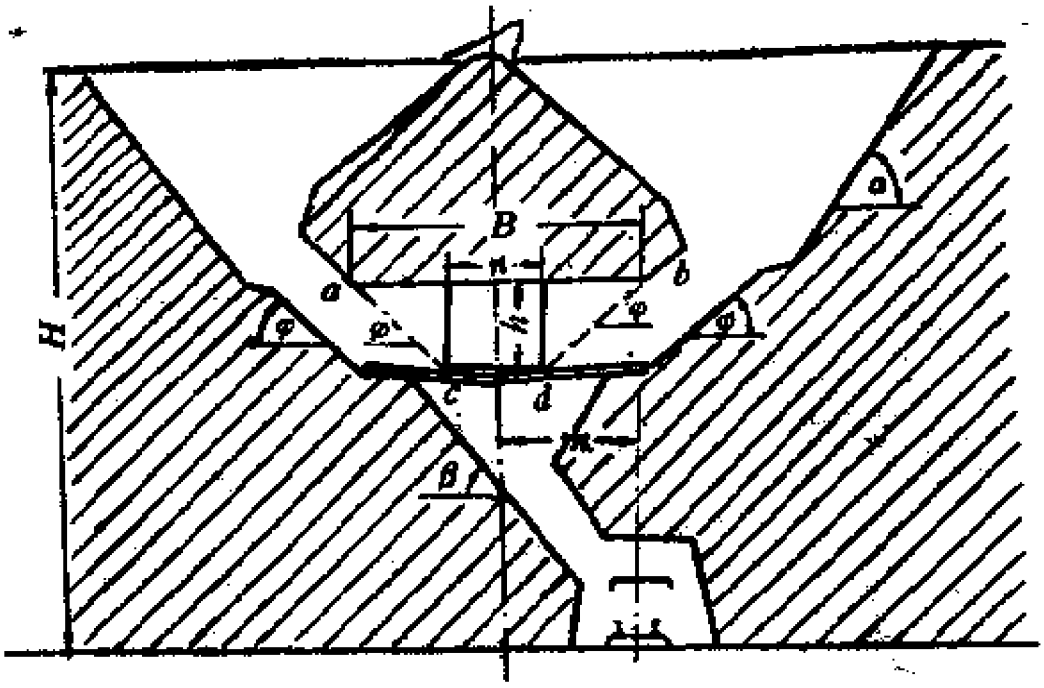


图2-5　底部结构要素图

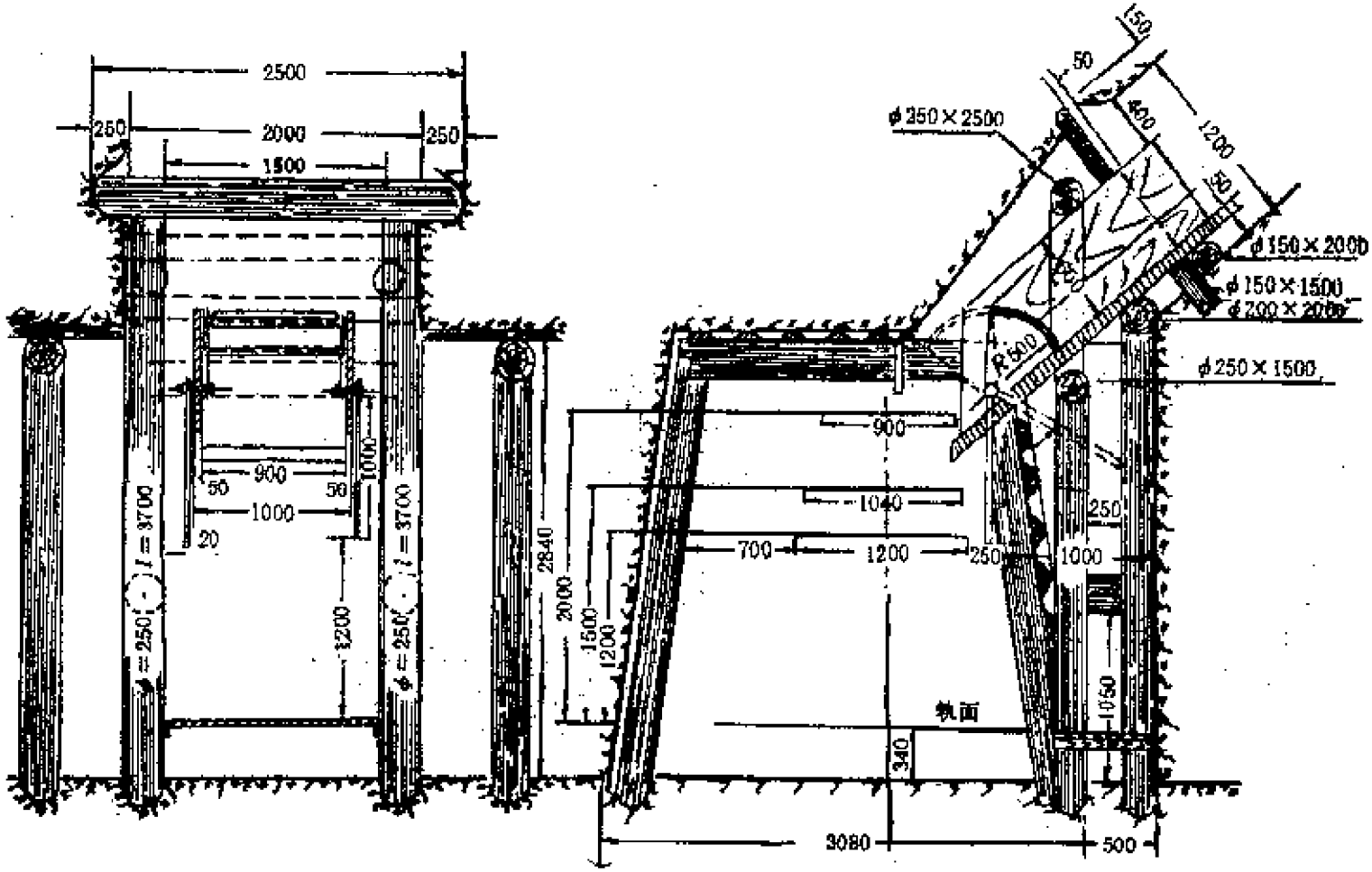


图2-6　扇形翻门漏斗结构图

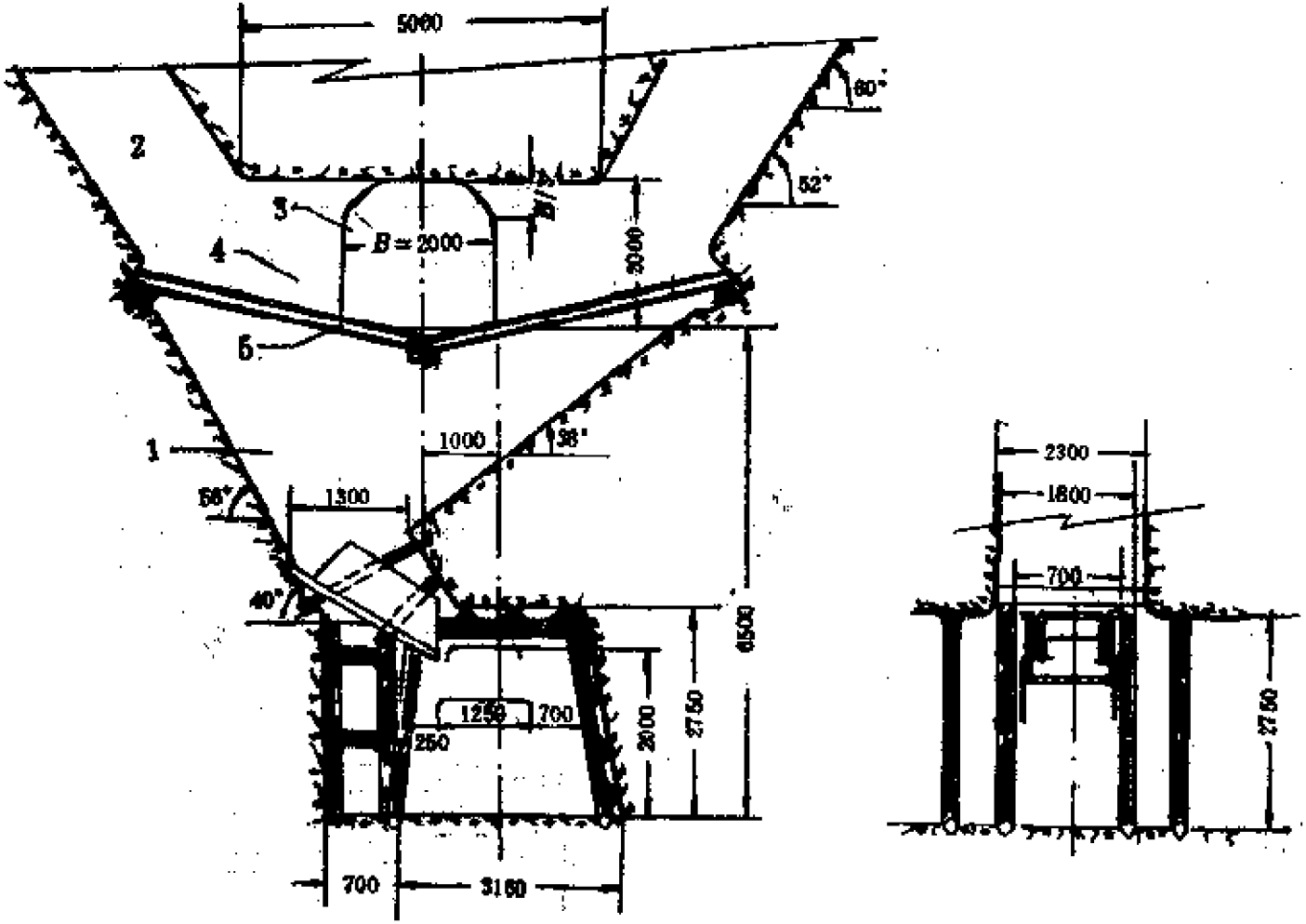


图2-7　深孔留矿漏斗及格筛图

1.一次漏斗　2.二次漏斗　3.破碎巷道　4.格筛峒室　5.格筛

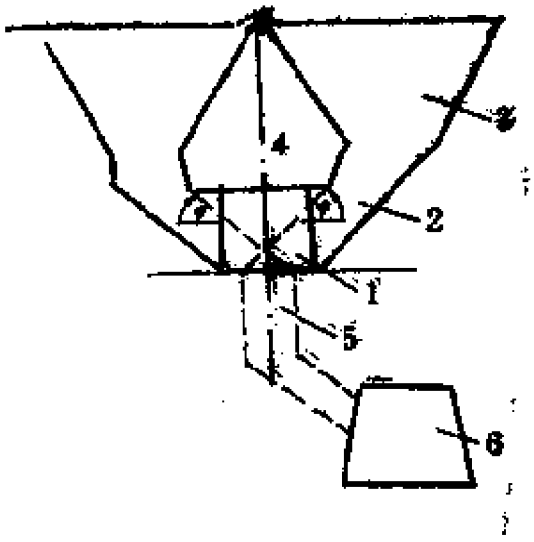


图2-8　采准巷道相互关系图

1.电耙巷道　2.漏斗颈　3.喇叭口　4.桃形矿柱　5.集中漏斗　6.运输平巷

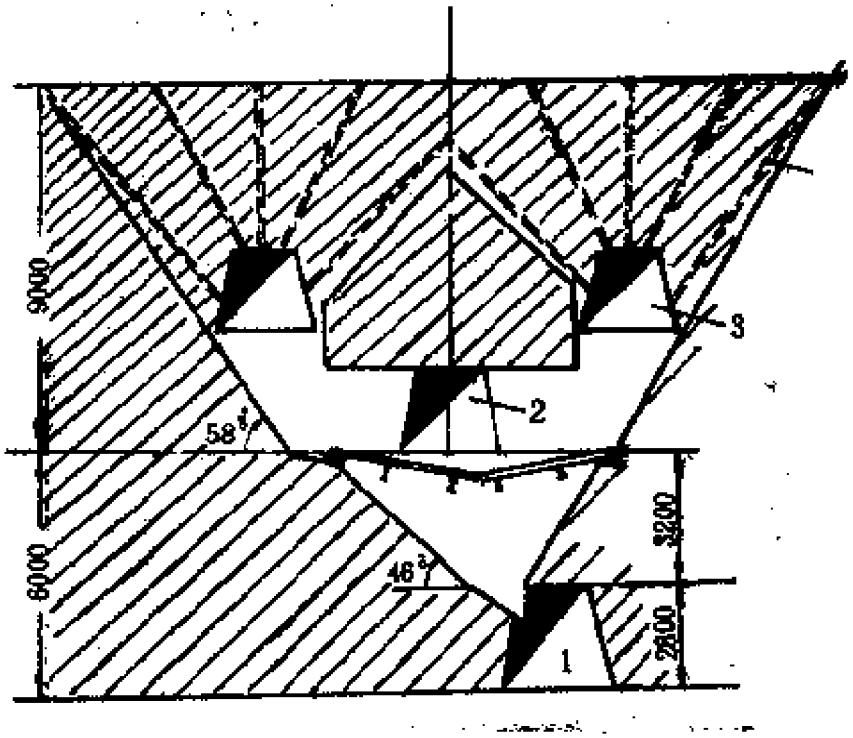


图2-9　垭沟拉底漏斗结构图

1.运输巷　2.二次破碎巷　3.拉底巷　4.拉底炮孔

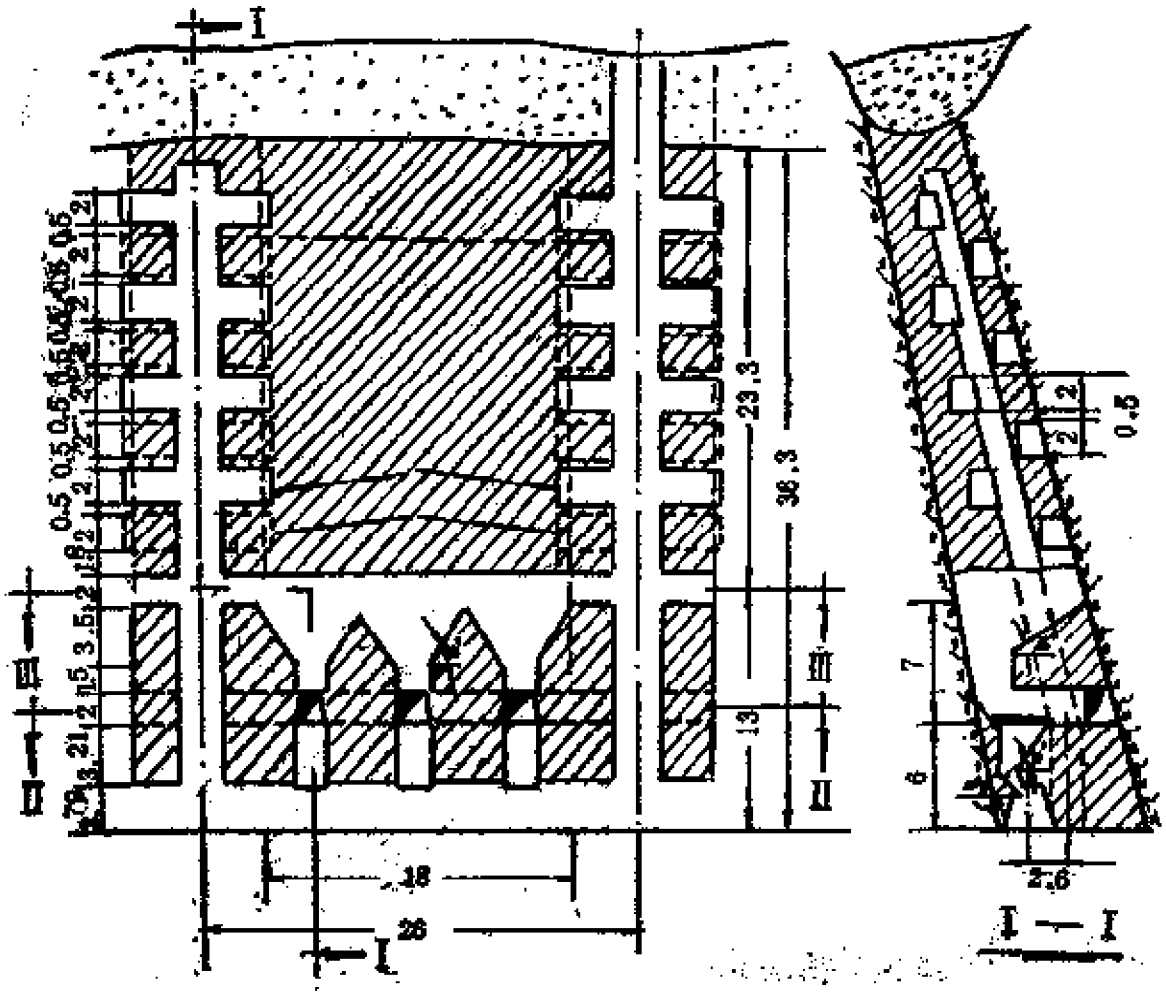


图2-10a　深孔留矿法矿块布置图

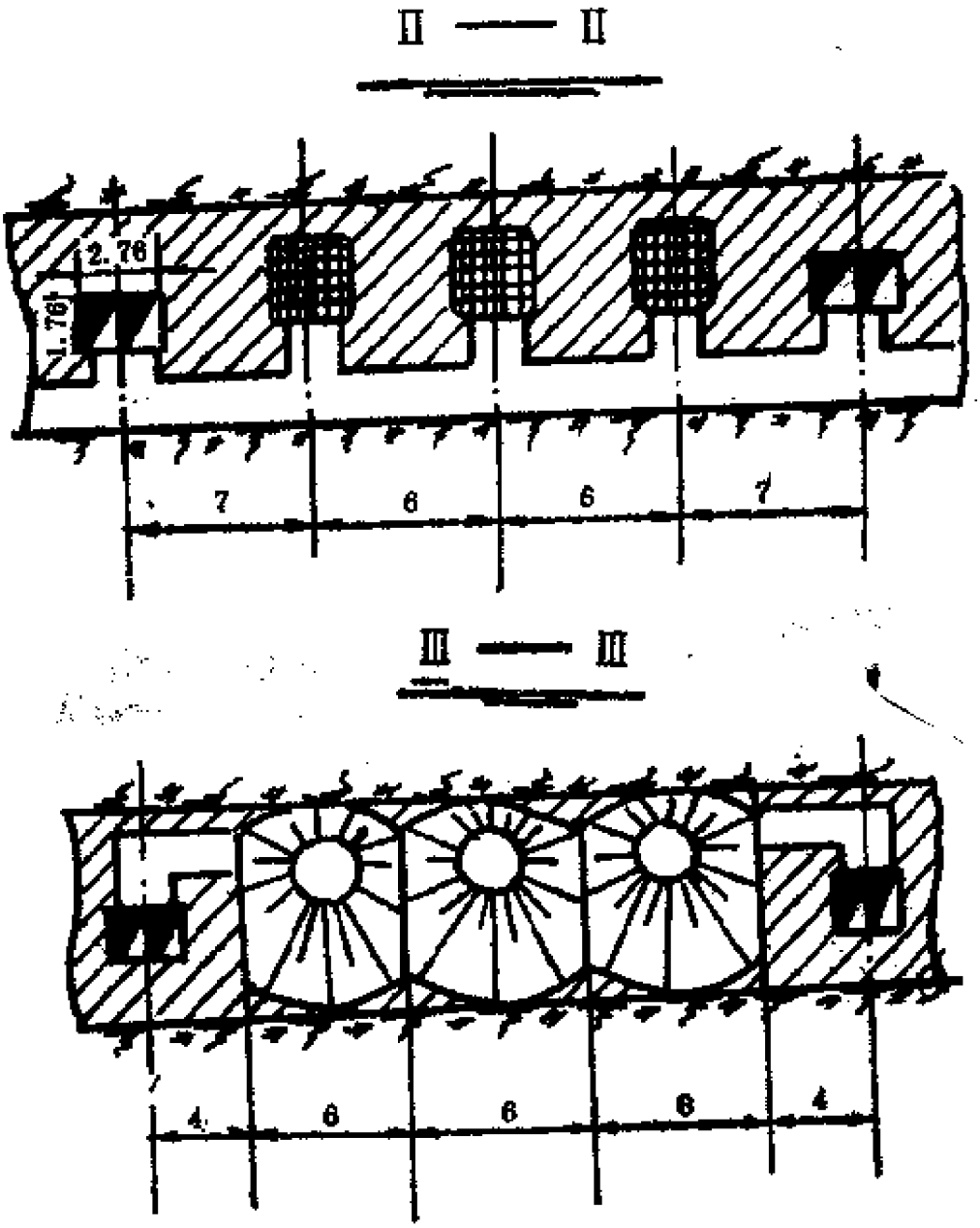


图2-10b　深孔留矿法矿块布置图

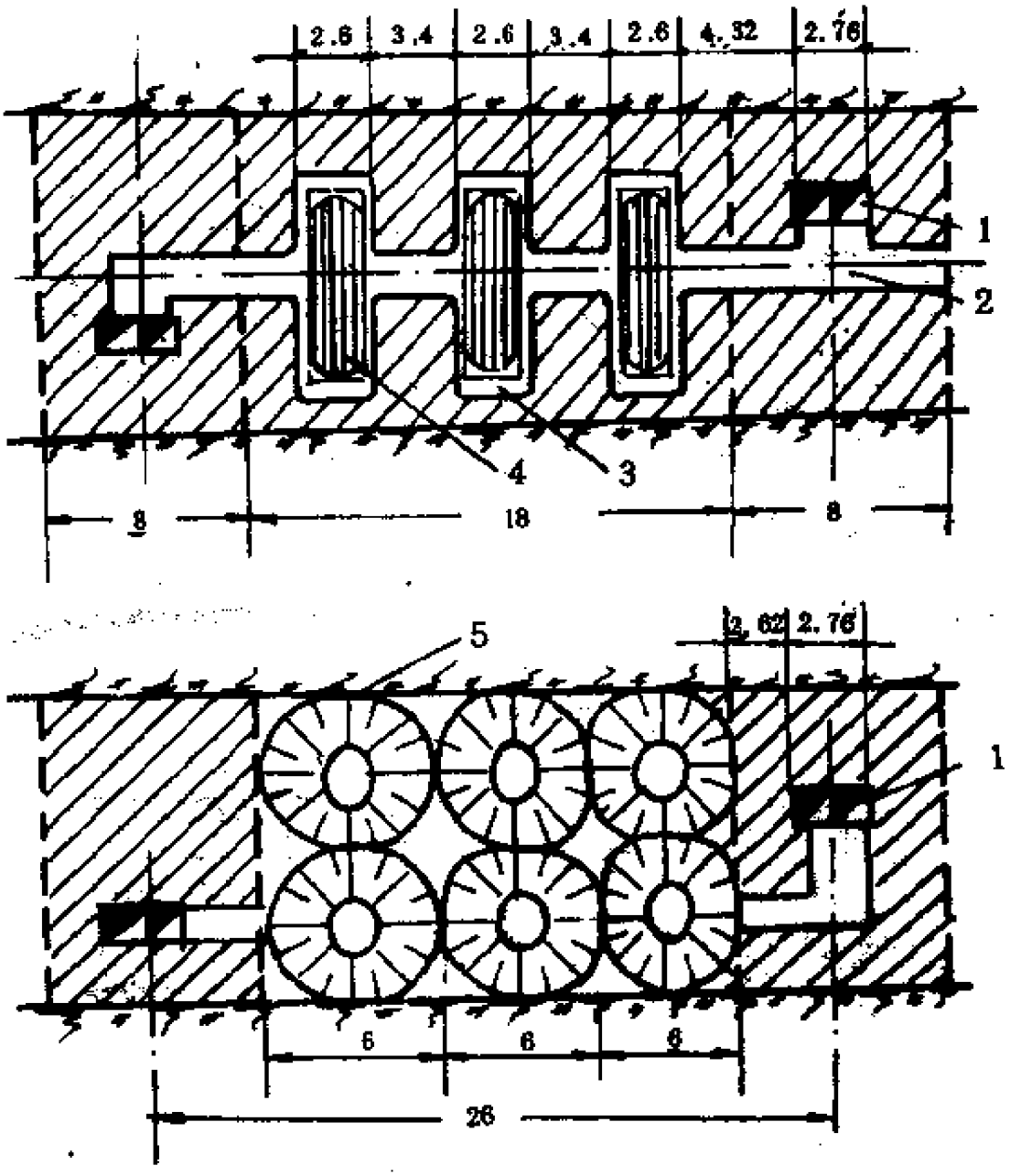


图2-11　双排漏斗采准布置图

1.天井　2.二次破碎巷道　3.格筛峒室　4.格筛　5.漏斗

量、材料消耗，进行设备安排及劳动组织，编制采准工程进度计划图表等（见技术经济部分）。

（8） 制定采准工程施工方案，及施工、回采的安全技术措施（见采准作业有关部分）。

（9） 确定矿房的采准、回采、矿柱回收、放矿的工作组织及各项技术经济指标（见技术经济部分）。

2.3 采准工程施工

2.3.1 天井

由运输大巷按测量图纸标定天井开掘口的位置，将天井口处的运输巷予以扩帮。距单轨运输巷道中心500～600mm处为漏口顶板，腰线以上1m左右为漏口底板（图2-12）。按设计的天井断面及倾角开凿天井。天井掘进可用普通掘进法、吊罐法、爬罐法（图2-13），或深孔掘进法完成。

2.3.2 放矿漏斗及拉底

（1） 在掘进天井的过程中，可同时沿运输大巷按设计间距标定漏斗口位置。用开掘天井的方法，掘进一次漏斗，直至二次破碎巷道。在天井掘至一定高度后（高于拉底水平），可由矿块天井一侧按测量方向开凿二次破碎巷道，与一次漏斗相贯通。由一次漏斗继续上掘二次漏斗，直至切割水平高度为止。然后由天井一侧向另一天井开凿拉底巷道，并与二次漏斗相贯通。此时，在拉底巷道内，随着扩帮拉底工作的进行，自上而下扩大漏斗颈（图2-14a）。当使用浅孔爆破时，在已拉好底的空间内，向下钻1.5～2.0m深的炮孔

进行漏斗开凿，由于其高度为4m左右，故须分2～3次爆破至完成所需的漏斗为止。

另一种拉底方法，是在切割层内开掘横巷至矿体顶底板（或开掘一侧），然后在拉底巷道内，用后退式打水平（或扇形）深孔进行拉底（图2-14b）。

此外，当漏斗打完后也可不打切割巷道，而是从中间一个漏斗继续上掘2m高，再按图2-15中箭头所示方向掘切割巷道，直至贯通两个天井为止。然后就可同时进行切割和扩大漏斗。矿碴能顺利地从漏斗溜出，可以节省耙矿劳力，提高工效，使工作面距离漏斗最近。此法的缺点是工人一开始就在较大的悬顶下工作，安全性较差。另外，当切割巷未与天井打通时，工作面不能保证有两个安全出口。该法可在矿层较稳固的条件下使用。

（2） 在备有深孔钻机时，也可使用堑沟拉底法（图2-9）。此法的优点是安全性好，效率高，故在矿山中经常采用。

2.3.3 格筛峒室及格筛的安设

格筛用来筛隔大块矿石，常用工字钢或槽钢做成矩形格筛网（图2-16），规格可为300×300～350×350mm。格筛应向中心略呈倾斜，其斜度可为1:15～1:20（图2-7中5所示）。

2.3.4 施工中的安全技术措施

（1） 天井掘进时，无论是使用普通掘进法、吊罐法或是爬罐法，均应按安全操作规程进行，钻孔时应随时注意顶帮及边帮情况，工作平台应架设牢固。装药放炮前、后应做

好安全检查、警戒及信号联系，做到准确无误，切实负责。通风排烟后，及时处理好工作面及两帮岩石，并检查支护棚架有无松动情况。

（2） 扩漏斗和切割水平层时，应有两个安全出口，以便保证作业的安全，并应随时检查处理顶、帮浮石。

（3） 凿岩时，如遇顶板不好（如节理发育、岩性变软等），应及时架设顶柱或木垛，以免发生事故。

（4） 各工作面、人行道均应有良好的通风照明。

2.3.5 劳动组织及采准工程进度计划

矿块的采准工程应按开拓、采准、回采的三量关系，确定矿块的采准速度，结合矿山设备、人员、劳动组织等条件，有计划地按排采准工程，编制采准进度计划图表（如表2-2）。

采准工程最好由专职的矿块采准工程队负责施工。通常，一个队可分成二组，一组专门开凿天井、峒室；另一组负责施工底部结构，包括漏斗、二次破碎巷道、电耙道、格筛峒室、拉底、切割工程等。每组按设备人员配备情况也可分为两个工作面同时进行，或实行交叉作业法。

2.4 回采工作

2.4.1 回采顺序

深孔留矿法的回采工艺包括各分层的深孔凿岩、装药放炮、通风、二次破碎与放矿工作，以及顶柱、房间矿柱的回采和矿房的空场处理等。

深孔留矿采准进度表

表 2-2

序号	工程项目	规格 m^2	工程量 $\frac{m}{m^3}$	台班效率	月台班数	完成时间（天）	作业进度：一月 1 2 3 4	二月 1 2 3 4	三月 1 2 3 4	四月 1 2 3 4	五月 1 2 3 4	六月 1 2 3 4	备注
1	天　井	5.04	$\frac{67}{337.7}$	$\frac{0.8}{4.05}$	23.5	83							交叉作业
2	峒　室	4	$\frac{153}{612}$	$\frac{1.2}{4.8}$	25.5	130							
3	二次漏斗	4	$\frac{15}{60}$	$\frac{1.0}{4}$	25.5	15							
4	二次破碎坑道	4	$\frac{26}{104}$	$\frac{1.0}{4}$	25.5	26							
5	横　巷	6	$\frac{24}{105}$	$\frac{1.0}{6.1}$	25.5	24							
6	一次漏斗	4	$\frac{87.6}{150}$	$\frac{1.28}{5}$	25.5	20.4							
7	拉　底	4	$\frac{26}{104}$	$\frac{1.0}{4}$	25.5	26							
8	切　割	4	$\frac{96}{360}$	$\frac{2.0}{8}$	25.5	45							
	合　计		$\frac{488.6}{2033}$										

注	获得矿量　　t	采准工程量　　$\frac{m}{m^3}$	千吨采准比　　$\frac{m}{m^3}$	采准能力

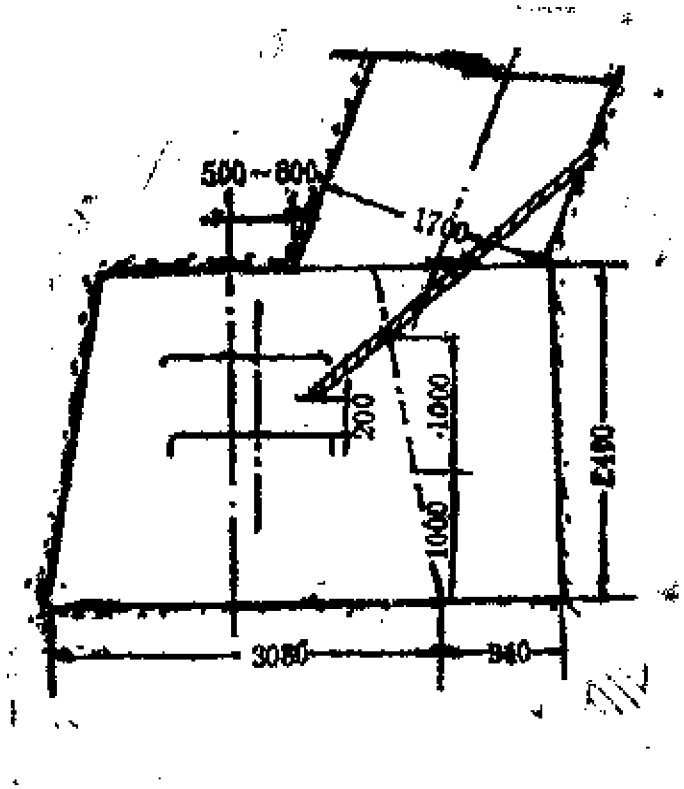


图2-12　天井口开掘图

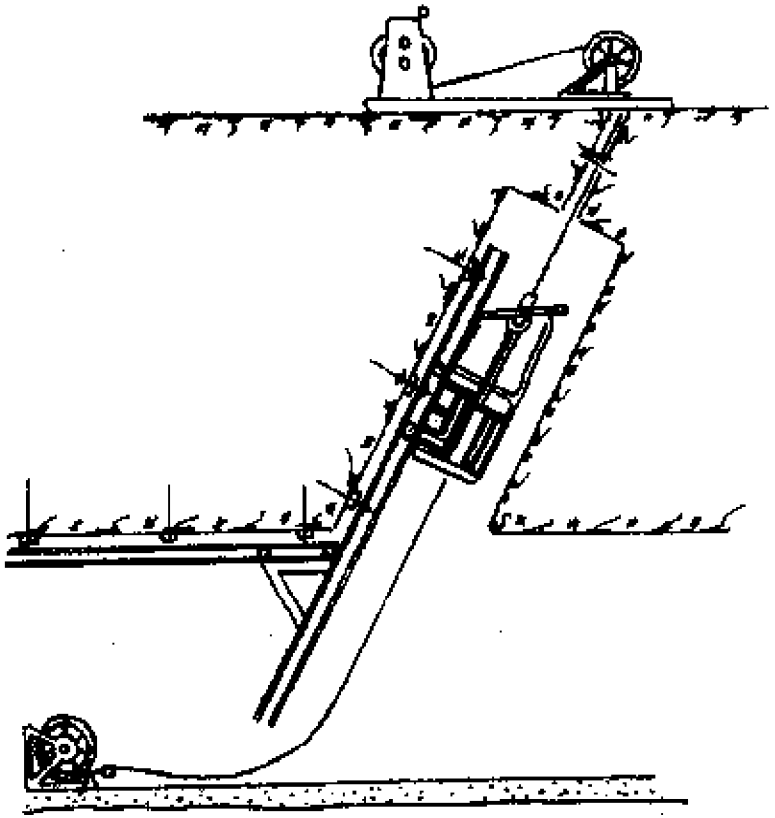


图2-13　天井爬罐掘进

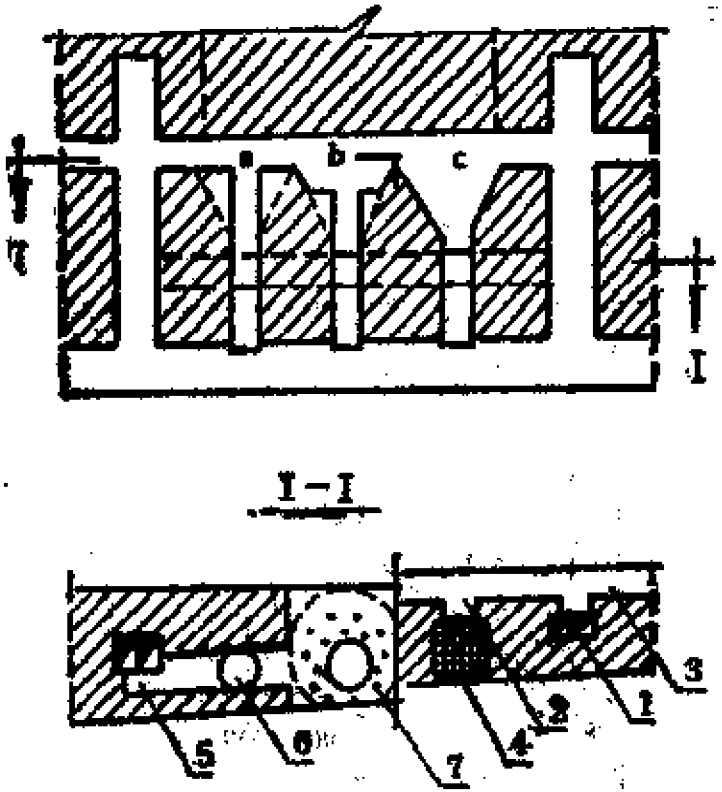


图2-14a　拉底切割顺序

1.天井　2.横穿　3.二次破碎巷道　4.格筛峒室
5.拉底巷道　6.溜眼　7.扩漏斗炮孔

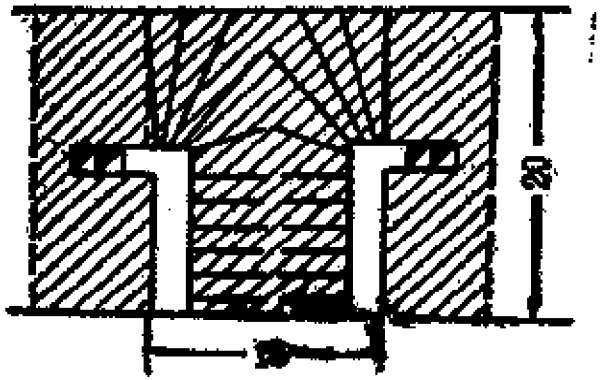


图2-14b　深孔拉底炮眼布置

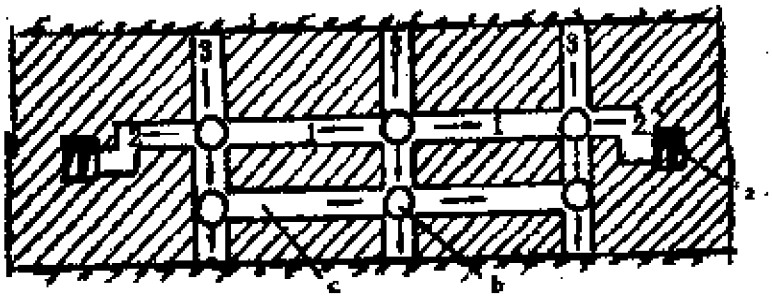


图2-15　拉底顺序图

a.天井　b.漏斗　c.切割巷

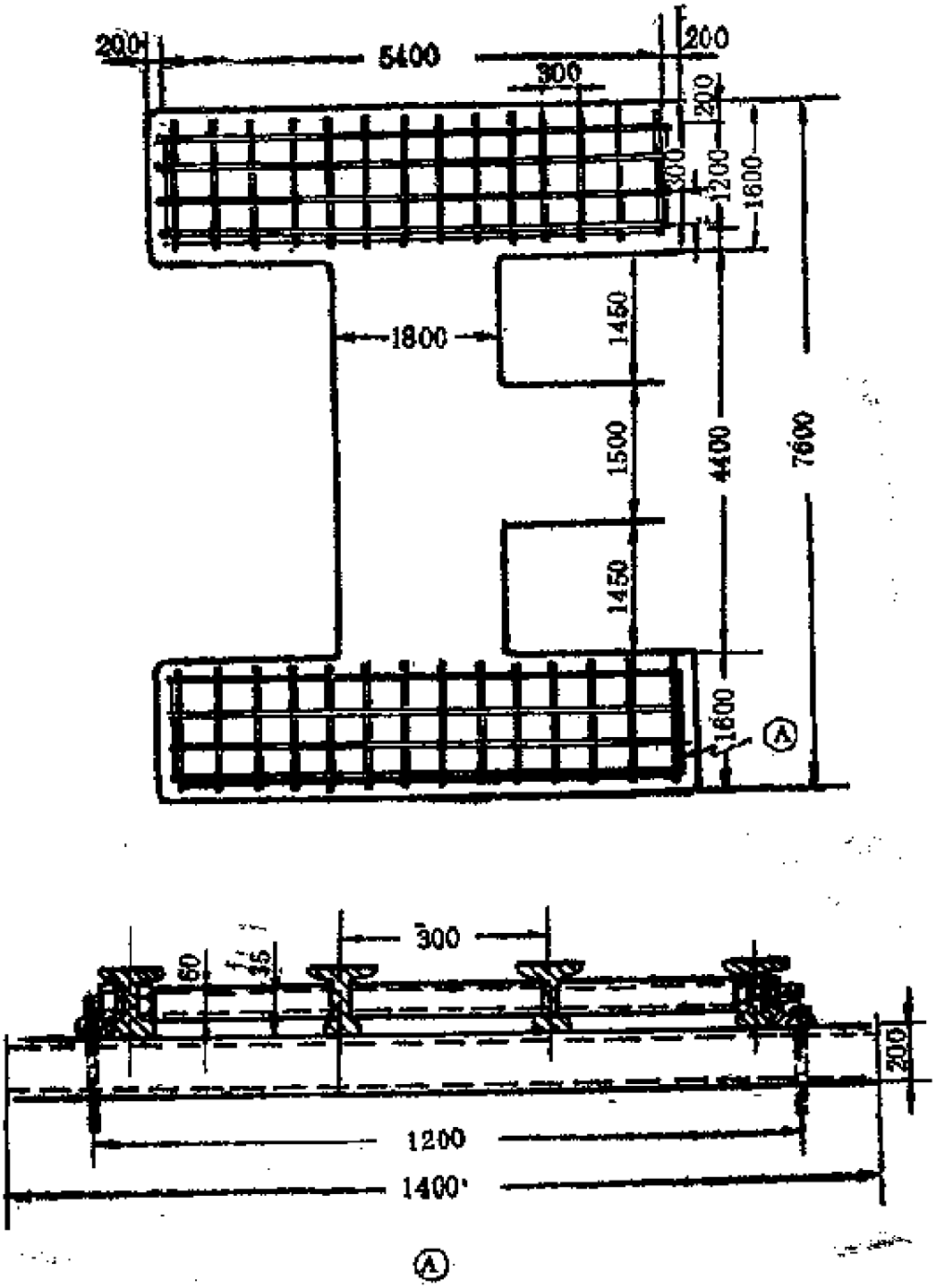

200
5400
300
200
300
1200
1600
1800
1450
1500
4400
7600
1450
1600
Ⓐ
300
60
35
200
1200
1400
Ⓐ

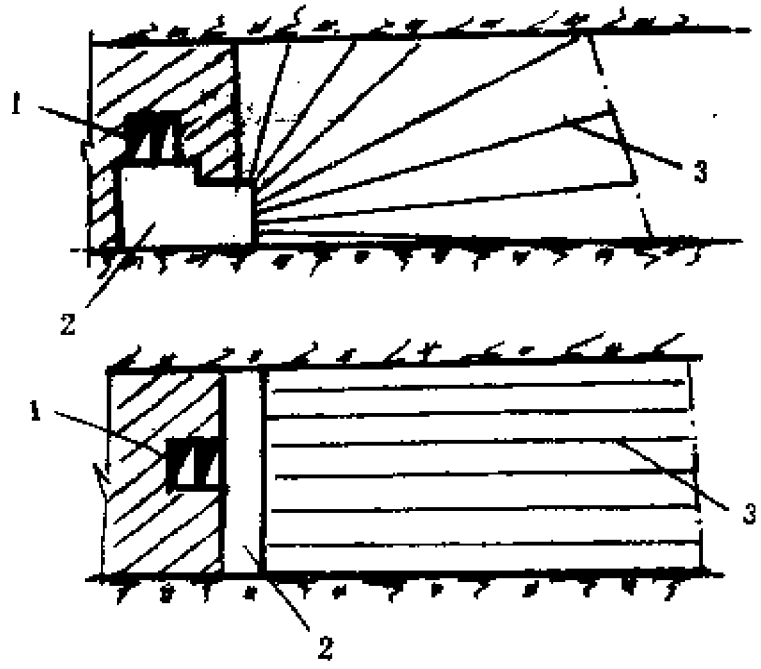
图2-16　格筛安装图

回采工作是在已切割拉底后的第一分层中，用中深孔或深孔凿岩机在第一分层凿岩峒室内进行钻孔放炮。为保护底部结构，第一分层崩矿后，漏斗不应放空，保留部分矿石作为崩矿垫层。当第一分层钻完孔后，凿岩设备移至第二分层凿岩峒室中钻孔，其余依次类推，由下而上逐层回采。每分层只放出一部分矿量，直至各分层崩矿完毕。在上、下中段平巷无须保留时，即可回收上水平底柱及本水平顶柱，用深孔凿岩机凿岩，一次爆破法回收。崩落顶底柱后，随着集中放矿工作的不断进行，分段回收房间矿柱，直至本水平底柱高度为止，完成矿块的全部回采。当采用充填法处理空场时，则应保留矿柱，先用充填料充填矿房，然后再回收间柱。

2.4.2 回采方法

2.4.2.1 炮孔布置

深孔凿岩的炮孔布置有扇形法（图2-17a）和平行法（图2-17b）两种。



a

b

图2-17 深孔凿岩炮孔布置

a.扇形炮孔
b.平行炮孔

1.天井 2.凿岩峒室 3.炮孔

由于扇形深孔的炮孔排列使各炮孔负担的爆破面积不等，因此大块率高，增加了二次破碎工作量和炸药消耗量。扇形深孔与平行炮孔相比，优点是凿岩峒室工程量小，凿岩工作集中方便。平行炮孔可保证爆破块度均匀，减少大块率，但其采准工程量大，且凿岩时钻机须在峒室内经常移动，增加了辅助作业时间，操作麻烦。视具体情况，也可考虑使用平行—扇形混合法布置炮孔（图2-18）。

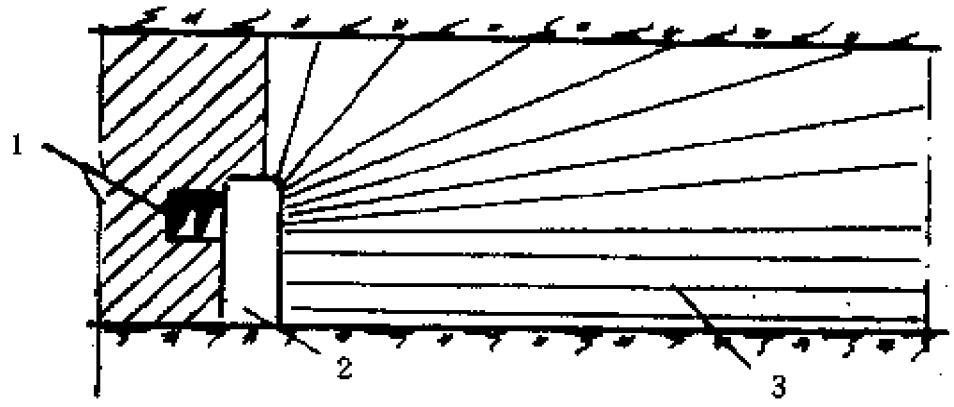


图2-18　平行—扇形混合炮孔布置图

1.天井　2.凿岩峒室　3.炮孔

2.4.2.2　爆破参数

爆破参数是否合理，直接影响着爆破效果和炸药消耗量。为了合理确定爆破参数和炮孔布置，应进行分层炮孔设计。

（1）　确定最小抵抗线W　　最小抵抗线可根据岩性、采用的凿岩工具和选定的炮孔直径按下式计算：

$$W = d\sqrt{\frac{7.85\Delta\eta}{qm}} \qquad (2\text{-}2)$$

式中，W——最小抵抗线，m；

d——炮孔直径，

中深孔时　$d=45\sim70$mm；

深孔时　　$d=95\sim110$mm；

Δ——装药密度，参见表2-3：

表 2-3

炮孔长度 l(m)	<5	10	30	50
装药密度 Δ(g/cm³)	0.7	0.8	0.9	0.95

q——单位体积炸药消耗量，kg/m³；

η——炮孔装药系数，当采用扇形炮孔时，只有通过作图分析才能确定η值，设计中可按表2-4初选η_{CP}进行计算：

表 2-4

炮孔深度 l(m)	8	12	16	20	20～22	22～24	24～26	26～28
扇形炮孔 η_{CP}	0.6	0.65	0.7	0.75	0.75	0.8	0.82	0.83

m——炮孔邻近系数，

当扇形炮孔时　$m=m_{CP}=\dfrac{m_1+m_2}{2}$

m_1——炮孔末端的邻近系数，

$$m_1=\frac{b_1}{W}\leqslant 1\sim 1.5$$

m_2——炮孔孔口的邻近系数，

$$m_2=\frac{b_2}{W}\geqslant 0.6\sim 0.8$$

b_1——相邻炮孔末端间距（一般为$0.5W$），

b_2——相邻炮孔孔口间距。

对于中等硬度矿石，当采用YQ-100钻机时，通常$W=3\sim3.5$m，$m=1\sim1.2$；当采用01-38钻机时，$W=1.5\sim2.5$m，$m=1.3\sim1.5$。

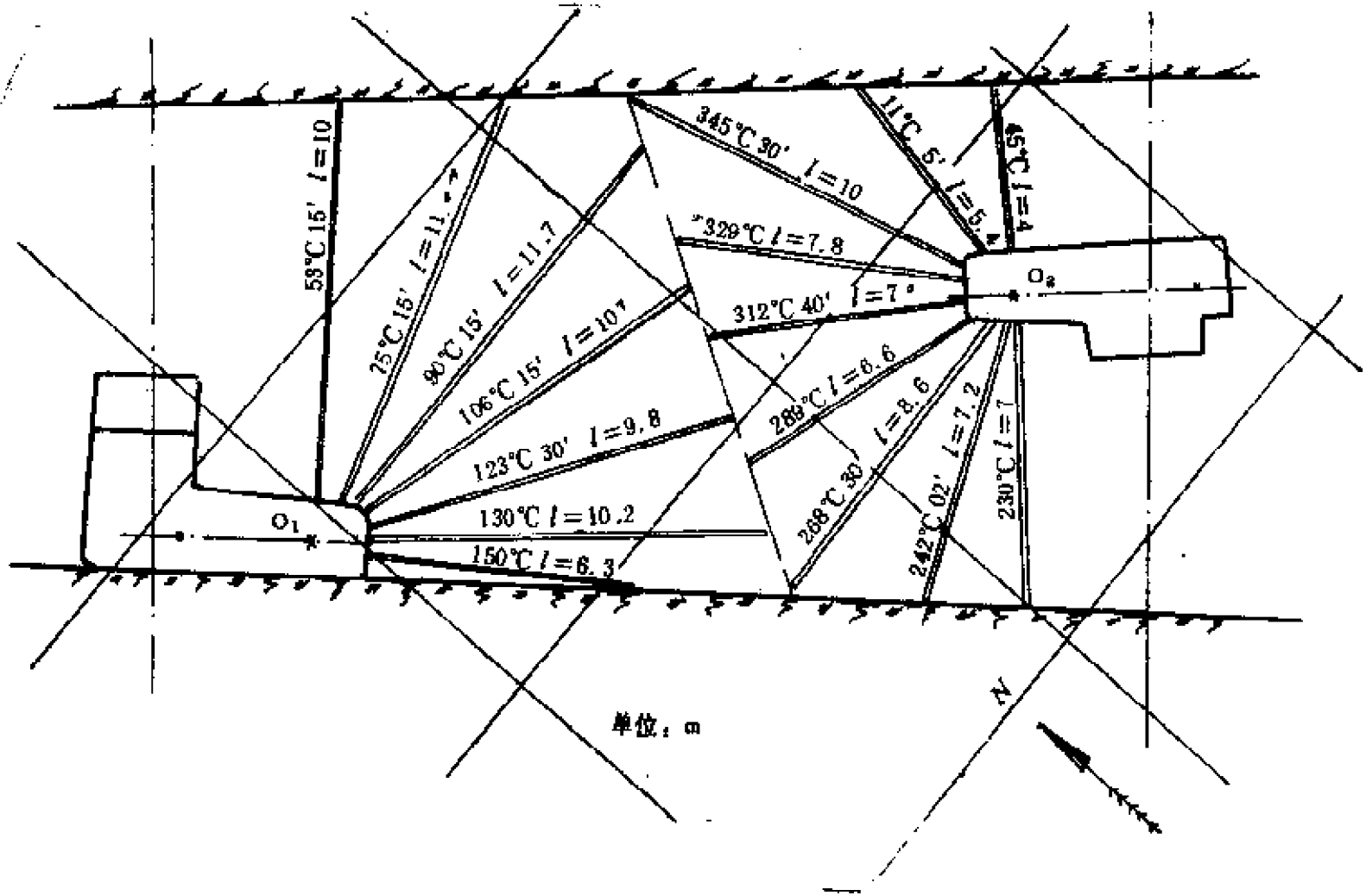


图2-19　分层炮孔布置图

最小抵抗线W与药包直径呈直线函数关系，因此也可以先确定炮孔直径d，再确定W。当使用铵油炸药时，$W/d=24\sim30$，目前矿山常用$W=2.5\sim3.5$m。实践表明，从降低大块率、减少凿岩工作量来看，W的合理范围为$(25\sim35)d$。

（2） 根据地质测量提供的分层平面图，合理地布置炮孔，并使b_1、b_2、η等符合计算值。标定各炮孔位置、方向、炮孔长度，设计炮孔中心点，绘制分层炮孔布置图（图2-19所示）。

（3） 地质测量人员按分层炮孔布置图，根据控制点，引测至凿岩峒室，给出测点“o”，作为钻机的安设中心，并在峒室岩壁上标出各炮孔孔口位置。

2.4.2.3 凿岩工作

（1） 凿岩工具 按国产中深孔凿岩机类型，常用YG-40、YG-80、YGZ-90及YQ-100等，要求风压不低于0.5MPa（1MPa=9.86923atm），一般使用十字形钻头，直径$d=40\sim100$mm。各类凿岩机适用条件见表2-5。

表 2-5

岩性	凿岩机类型	孔径(mm)	最大孔深(m)
中硬	YG-40	40～55	15
	YG-80、YGZ-90	50～70	30～40
f=8～16	YQ-100、QZJ-100B	100	50～60

钻杆通常为六角或圆形碳素钢，由长短不一的钎杆组成钎子组，另附有套管、管钳、扳手等辅助工具。

（2） 凿岩工作 凿岩前应作到机具齐备，并检查套管、钎杆螺纹是否完好，然后按测绘标定的位置安设凿岩机。按各炮孔要求的孔位、孔向、孔深进行凿岩工作。中深孔

中深孔凿岩效率参考指标

表 2-6

硬度系数 f	凿岩机类型及台班效率(m)				
	01—38	YG-40	YG-80		YQ-100
7～9	18～25	26～35	60～80	30～40	15～20
10～14	13～18	18～20	50～60		16～19
14～18					8～10

• YG-80 左栏为带台车时指标

实际矿山深孔凿岩效率

表 2-7

矿山名称	硬度系数 f	采矿方法	炮孔布置方式	钎头直径 (mm)	最小抵抗线(m)	孔深 (m)	台班效率		每米崩矿量 (t)
							型 号	(m)	
××钨矿	8～12	深孔留矿	水平扇形	ϕ105	2.5～3.5	30	БА-10?	15	20
××铁矿		同 上					YQ-100	8～9	
××镍矿		同 上					01-38	11～15	
××磷矿	6～8	同 上	水平扇形	ϕ75～80	3.5～2.5	6～15		8～10	12.6
××矾土矿	4～6	同 上		ϕ52		<20	YDX-40	40	

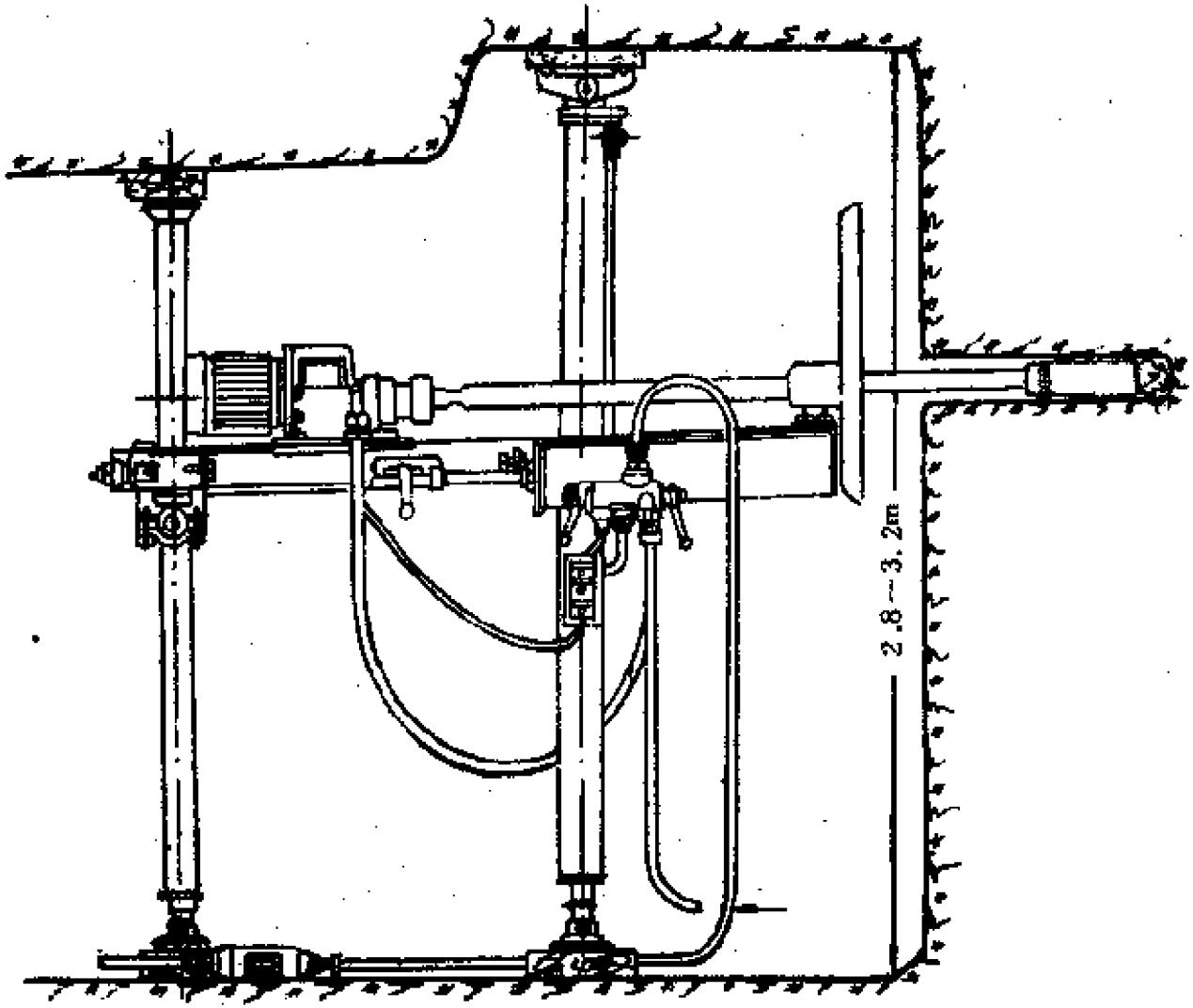


图2-20　YQ-100深孔钻机钻孔安设示意图

凿岩机效率见表2-6，矿山实际深孔凿岩效率见表2-7，图2-20为YQ-100凿岩机安装凿岩示意图。

（3） 凿岩中的事故分析与处理　　凿岩过程中有时发生断钎，其原因与钎杆质量、钎头与套管接头部分的强度有关。炮孔断面不圆易造成夹钎，这是由于钎杆长，重量大，钎杆受自重影响向下自垂，形成向下凸形，故应将凿岩方向上挑3°～5°。有些矿山因地质条件的影响，在钻孔过程中会遇到溶洞、溶洞水，钻孔穿透时应停止凿岩，用炮泥或水泥封死炮孔。

炮孔全部打完后，测量工应对炮孔检查验收，炮孔合乎质量要求，才允许装药放炮。各炮孔实测后，应绘制成图，提供给采矿放炮人员作为核实、分配装药量之用。每个崭室打1～2排孔，一次打完，也可超前爆破分层2～3个崭室一次打孔。

2.4.2.4　装药放炮

（1） 装药前的准备工作　　装药前，爆破工在药库预制起爆药包。按量领取爆破材料，并检查炸药、雷管质量，然后将炸药、雷管、炮棍、炮泥依次分别送入凿岩崭室，并核准孔深、孔向无误后进行装药。

装药时使用的炮棍，应由长短不等的炮棍组成炮棍组。第一节前端应带系绳孔（图2-21），以便系一细绳，接长后，可最后拉出炮棍。为确保安全，深孔装药前，在工作面

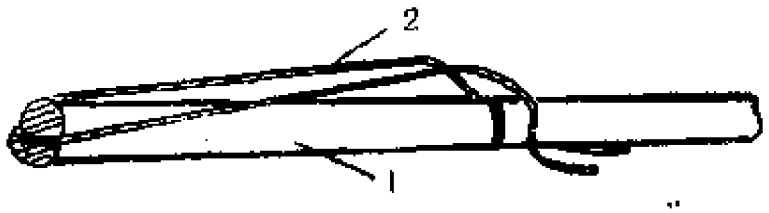


图2-21

1.炮棍　2.系绳

天井应挂设安全讯号（红灯或红旗），除爆破有关人员外，其他人员应全部撤出。

（2） 装药　各炮孔应按爆破设计和实测图用量装药，装药长度通常为孔深的60～70%，并以单位炸药消耗量核正每孔装药量。装药时，应注意每次送入炮孔的药包数不宜超过3个，炮泥数不宜超过2个，以免卡孔和撕破药包，出现废孔。每孔起爆药包可为2个，一个接近孔底，另一个位于炮孔中部，以便确保起爆。对有水炮孔，应先作处理，含水大时，应采用防水药包。目前人工装药效率低，装药密度小，影响爆破效果。应推广使用装药器，提高装药效率和密度，减轻劳动强度，改善爆破效果。

（3） 接线　井下深孔爆破可采用非电起爆或电力起爆方法。电力起爆的导线、雷管脚线应是绝缘线。连线时应去掉接头外的绝缘层，并磨光、拧紧。连线后对各支线和总线进行导通检查。连线方式可用串——并——串、并——串——并等复式连线法。

（4） 炮孔堵塞　堵塞炮孔使用的炮泥长度，一般为（0.4～0.8）W。相邻扇形深孔采用不同长度的炮泥交错堵塞，避免孔口炸药量的过分集中。

（5） 放炮　在连线检查、确保线路无误后，选择适当距离（一般大于200m）布置安全岗哨。发出放炮信号后，于大巷安全距离外合闸放炮。

爆破的安全范围，可按地震波影响半径r_c和空气冲击波危险半径r_k分别计算。

$$r_c = K_c \sqrt[3]{\frac{Q}{n}} \qquad (2\text{-}3)$$

式中，r_c——爆破地震波危险半径，m；

Q——爆破炸药量，kg；

K_c——与被保护区域岩性有关的系数；

n——爆破作用指数。

$$r_b = K_b \sqrt{Q} \qquad (2\text{-}4)$$

式中，r_b——空气冲击波危险半径，m；

K_b——按被保护物安全等级确定的系数。

2.4.2.5　通风检查

放炮后可用全矿总负压和辅助局扇排除烟尘。炮烟排除后，人员才准进入工作面检查爆破情况，已爆的凿岩峒室，应予封闭（图2-22）。

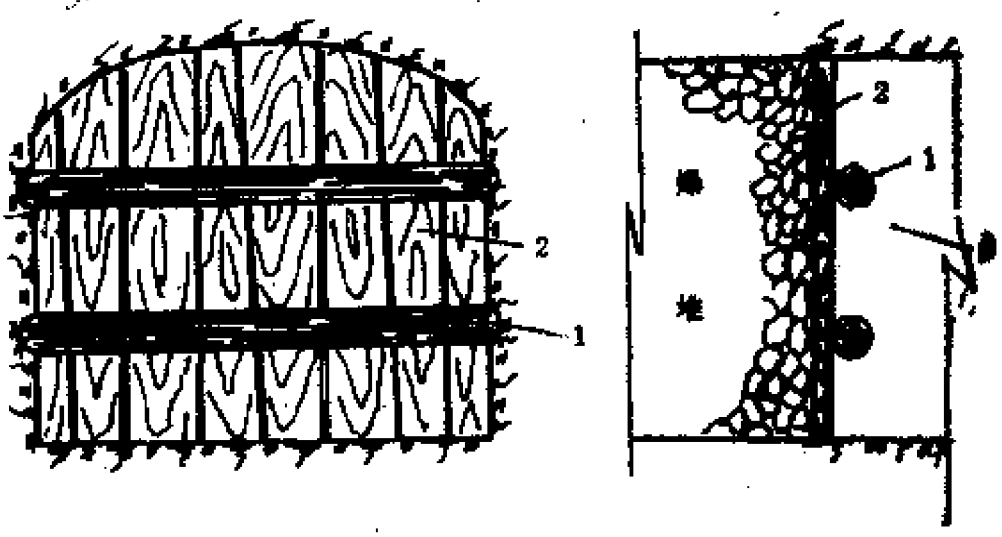


图2-22　凿岩峒室封闭图

1.横撑木　2.背板　3.凿岩峒室

2.4.2.6　分层作业循环图表

深孔留矿法应根据设备类型、凿岩台班效率，对凿岩爆破、通风检查等各工序进行合理组织，按计划和实测编制分层作业循环图表（表2-8），指导各分层的回采工作。

2.4.2.7　二次破碎与放矿

深孔留矿各分层循环图表　　表2-8

底部结构	工作面数	工作台数	作业顺序	台									班					
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
双侧漏斗	2	2	炮孔布置															
			移设钻机															
			凿　　眼															
			炮孔验收															
			爆　　破															
			通　　风															
			检　　查															

（1） 大块的产生　当装药量偏少，或炮孔布置不当，钻孔孔位偏斜，特别是在扇形深孔布置时，由于炮孔爆破负担面积沿孔深分布不均，容易产生大块。当个别炮孔拒爆或炮孔充填不实，矿层节理发育时，也易产生大块。避免产生大块的关键，在于寻求合理的爆破参数及恰当的炮孔布置方式。在深孔爆破中，可采用微差爆破或微差挤压爆破技术，对降低大块率、改善爆破质量有利。

（2） 二次破碎工作　在二次破碎巷道内，由二次破碎工负责大块处理工作。当岩块在0.1～0.3m³时，可用人工手锤或风镐击碎。当岩块达0.5～1m³时，可用爆破法处理（覆土药包法或浅孔法，如图2-23所示）。其它破碎方法还有压气冲击锤和电击破碎等。

（3） 放矿　每次爆破后放出一定矿量，并应保持各漏斗均匀放矿。每次放出矿量为本循环回采矿量的40%左右，使下一分层爆破有足够的自由空间，其余部分待矿房采完后集中放矿。

（4） 漏斗的堵塞与处理　当大块堵塞漏斗时，如堵塞

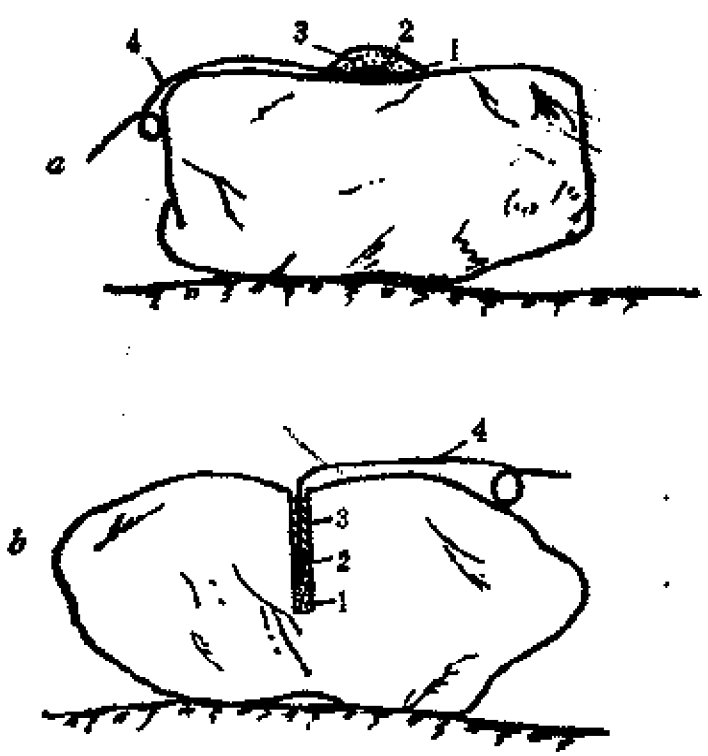


图2-23　大块的二次破碎

a.覆土药包法　b.浅孔法　1.炸药　2.雷管　3.炮泥　4.导火线

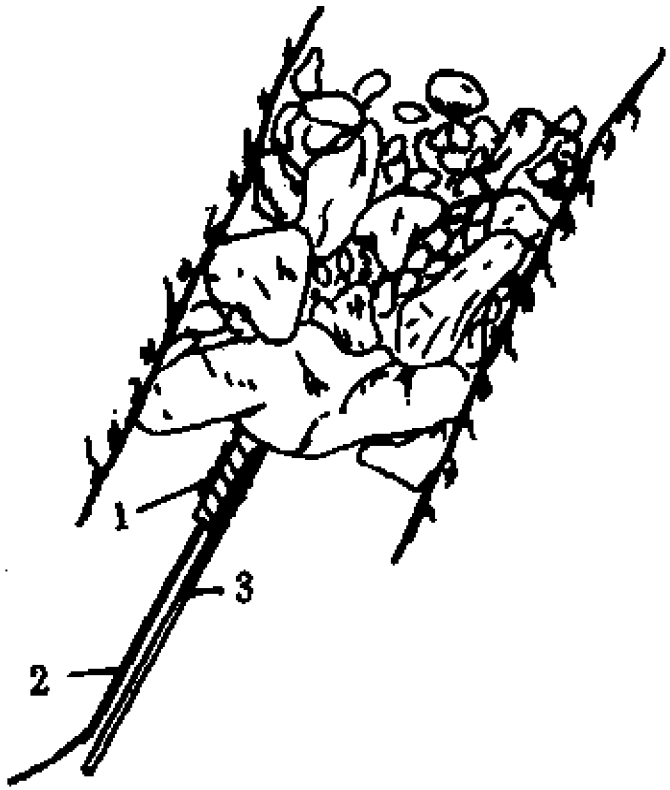


图2-24　爆破法处理漏斗堵塞

1.药包　2.导火线　3.棍

较轻，可用压气处理；如堵塞严重，可用爆破法处理。如图2-24所示，可先将雷管装入药包内，并拴在杆上放在大块附近，点燃导火线后人员迅速撤出。漏斗堵塞的爆破处理由放炮工负责。大块堵塞的处理人员，应避免站在漏斗口的下方或正前方，应随时注意做好安全防护工作（图2-25）。

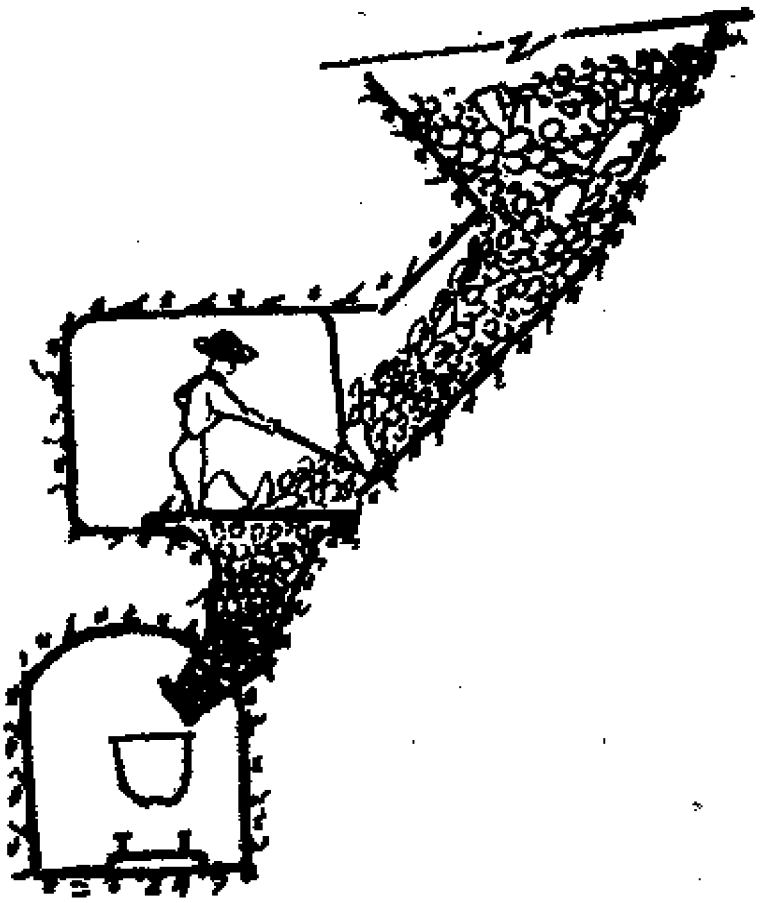


图2-25　大块处理示意图

2.4.2.8　矿柱回采与空场处理

矿柱的回采与空场处理方法，应在矿块的开采设计中综合考虑。通常当充填料来源丰富、地表不允许陷落时，可用干式充填、水砂充填或胶结充填法处理空场。对浅部矿体，

当地表允许陷落，围岩又易于崩落时，可用崩落法崩落矿柱来处理空场。当围岩坚硬，特别是对深部矿体，围岩不能在短时期内自然崩落至地表时，为确保安全，可用强制崩落法崩落围岩。方法的选择应从安全、经济、高效率等方面进行方案比较来确定。以下简述当使用崩落法处理空场时矿柱的回采工作。

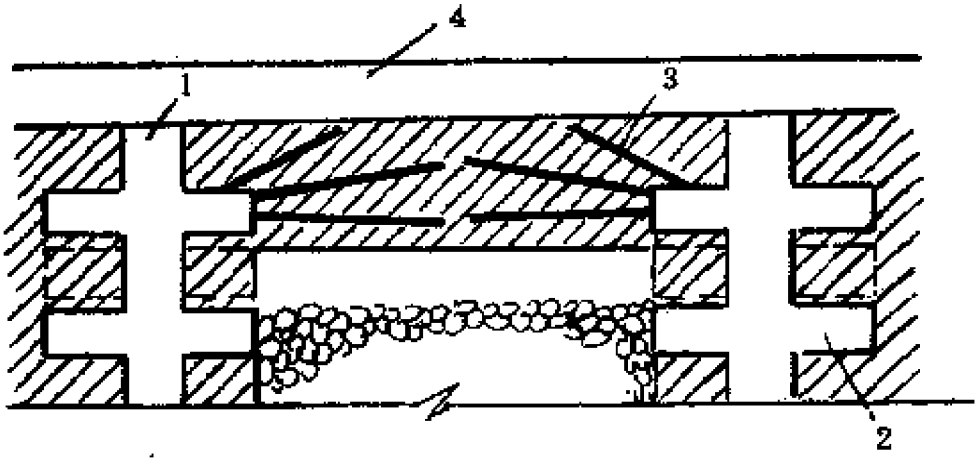


图2-26 顶柱处理

1.天井 2.凿岩硐室 3.炮孔 4.上平巷

矿柱回采每一分段作业循环表 表2-9

作业秩序		工作机台	一月			二月		
			上	中	下	上	中	下
顶柱	炮眼布置							
	凿岩	2						
	爆破							
	通风							
立柱	炮眼布置							
	凿岩	1						
	爆破							
	通风							

放矿能力表

表 2-10

日放矿能力 (t)	矿房回采期间								
	根据矿房回采能力确定的放矿能力								
最高	最低	平均	矿房应采出矿量 (t)	矿房回采时间(天)	放矿比 (%)	损失率 (%)	贫化率 (%)	矿房应放出矿量 t / 矿房实际放出矿量 t	每天平均放出矿量 (t)	矿房回采期间放矿时间 (天)

续表 2-10

矿柱回采期间							
根据矿柱回采能力确定的放矿能力							
矿柱应采出矿量 (t)	矿柱回采时间(天)	损失率 (%)	贫化率 (%)	矿柱实际放出矿量 (t)	矿房回采实际贮矿量+矿柱实际采出量 (t)	每天平均放出矿量 (t)	矿柱回采期间放矿天数 (天)

（1） 顶柱　　当矿房逐层崩矿完毕后，可在最上部的凿岩峒室内，钻凿方向相对的深孔，进行一次崩矿处理（图2-26），矿石随矿房矿石集中放出。

（2） 间柱　　顶柱爆破后，一般常用分段崩落法回采间柱。在凿岩峒室、切割横巷内打上向孔，由上而下逐层进行崩矿（图2-27）。分段高度视凿岩设备类型而定，通常为5～12m。分段回采矿柱时，每一分段的作业循环图表如表2-9所示。

当用大爆破处理空场间柱时，一般结合顶底柱用深孔法（图2-28）或药室法（图2-29）一次进行，崩落的矿石随矿房矿石集中放出。图2-30为底柱的回收。

2.4.2.9　集中放矿

在回采顶柱和间柱时，进行矿块全部集中放矿。矿房回采期间和矿柱回采期间的放矿能力，应根据矿房回采能力和矿柱回采能力分别确定（表2-10），并计算放矿时间，编制放矿作业顺序表（表2-11）。矿块全部集中放矿后，各放矿漏斗及天井口应予封闭，至此全矿块回采完毕。

放矿作业顺序表　　表2-11

作业内容	放矿作业顺序																							
	一月			二月			三月			四月			五月			六月			七月			八月		
	上	中	下	上	中	下	上	中	下	上	中	下	上	中	下	上	中	下	上	中	下	上	中	下
矿房回采期间放矿																								
矿柱回采期间放矿																								
结束																								

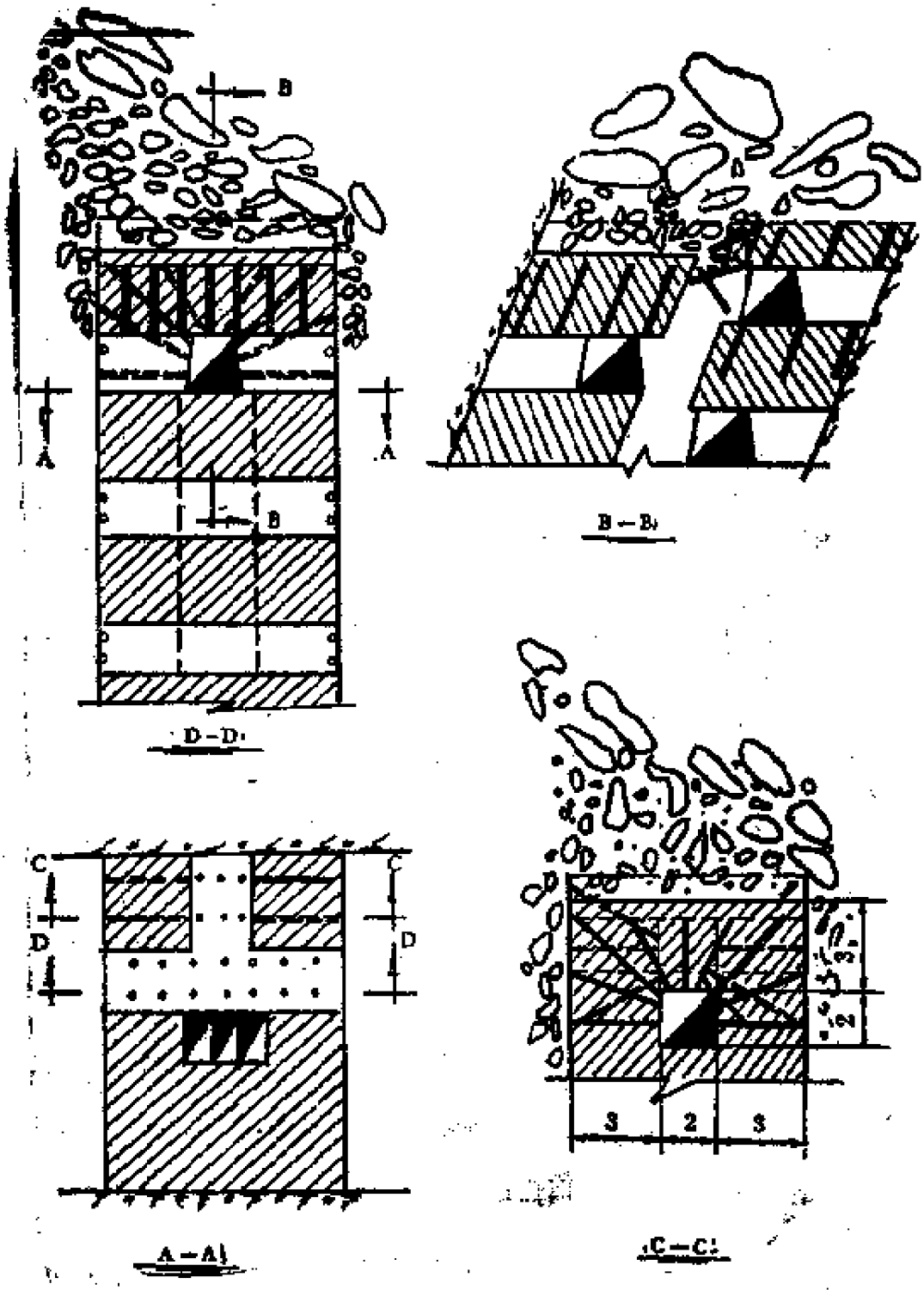


图2-27　分段崩落法回收间柱

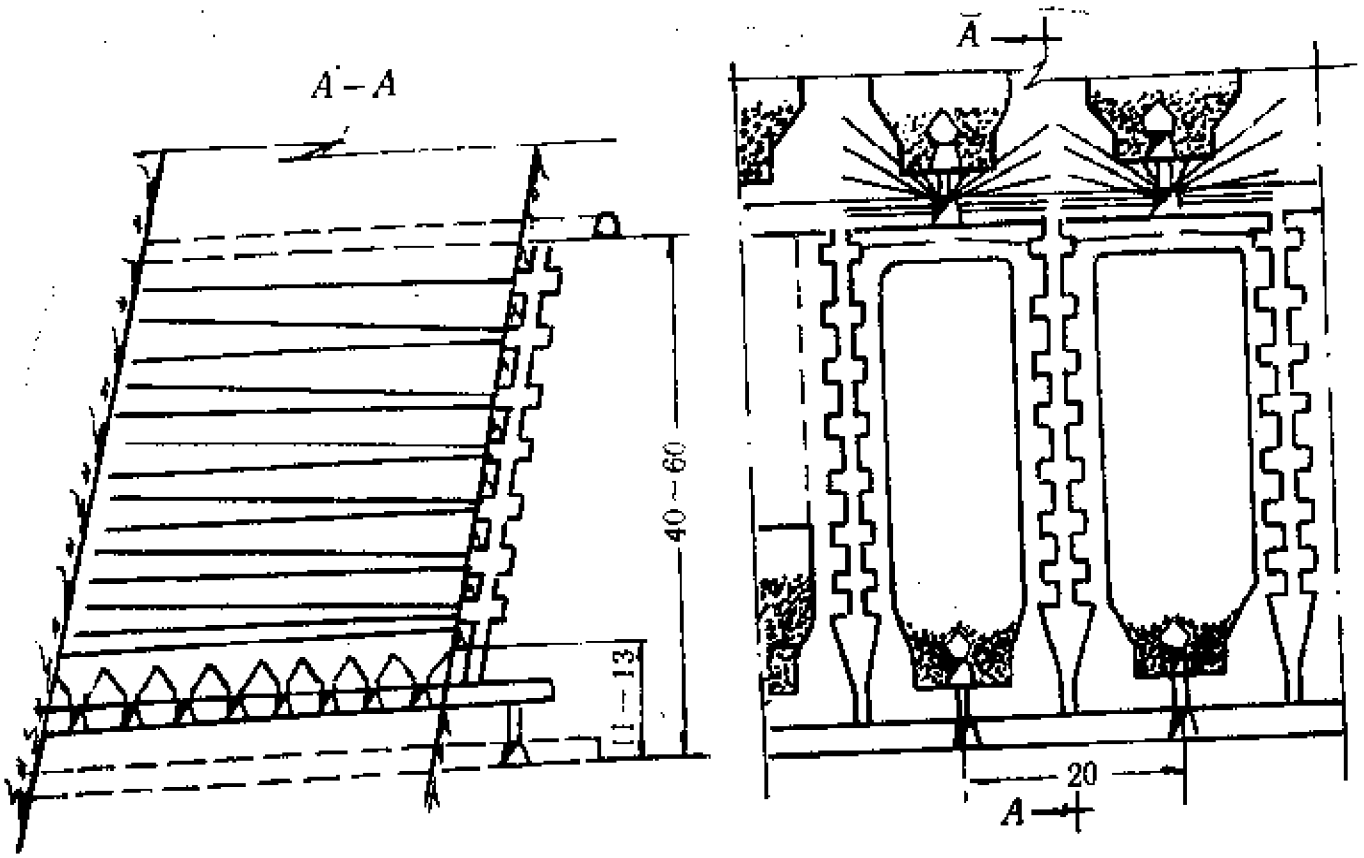


图2-28　深孔大爆破法回采矿柱

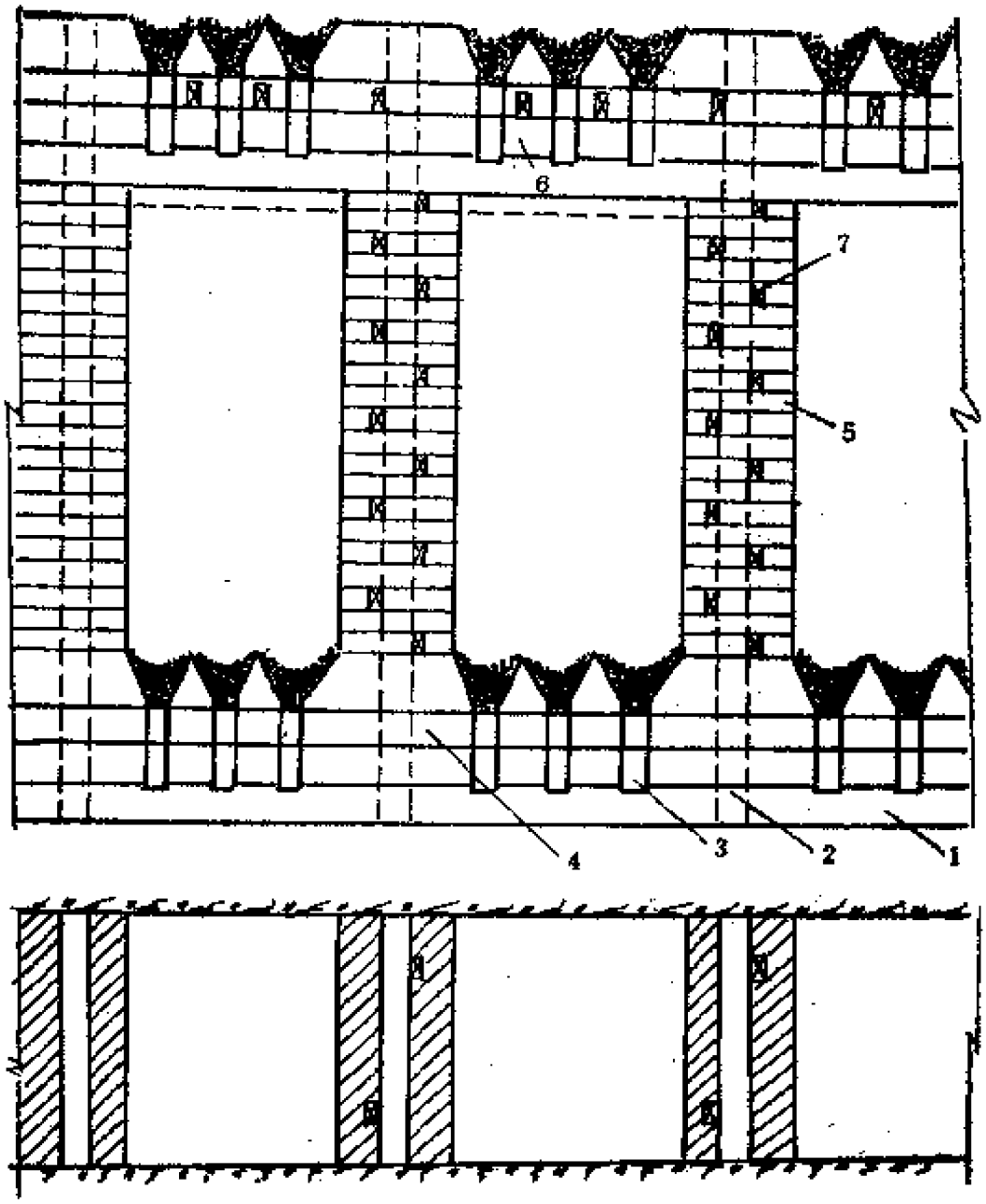


图2-23 用药室法回收矿柱

1.大巷 2.天井 3.漏斗 4.破碎巷道 5.间柱 6.底柱 7.药室

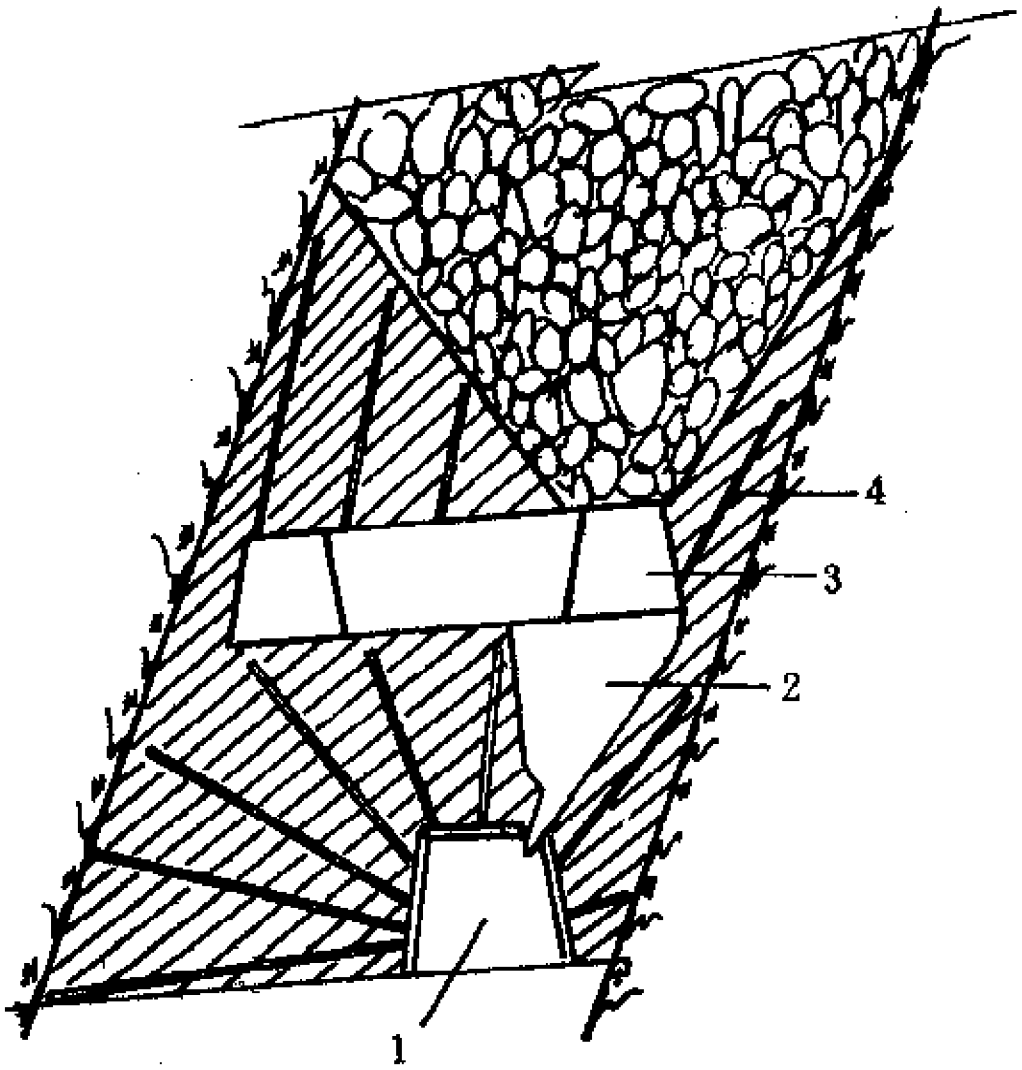


图2-30　底柱回收

1.运输平巷　2.一次漏斗
3.破碎水平　4.炮孔

2.5 深孔留矿法的技术经济

深孔留矿法按矿层赋存条件、开采技术设计要求以及实际生产效果，进行技术经济指标的制定、检测、统计和分析，以便从中发现生产矛盾和薄弱环节，研究改进技术措施，提高经济效益，取得安全、高效、低成本的生产效果。

（1） 以凿岩为基准，编制深孔留矿每一分层的作业循环图表（表2-8），和用分段法回采矿柱时的各分段作业循环图表（表2-9）。

（2） 根据矿块的采准要素、分层回采循环图表，计算矿房生产能力及回采时间（如表2-12）。

（3） 根据矿柱回采作业循环图表，计算矿柱回采矿量及总回采时间（如表2-13）。

（4） 根据矿房、矿柱的回采能力，计算并实测矿块回采期间和矿柱回采期间的放矿能力和放矿时间，如表2-14所示。

（5） 深孔留矿法的工作制度、设备、人员效率如表2-15例所示。

（6） 矿块直接成本包括采准和回采期间的材料消耗、动力费用、人员工资等，如表2-16a、b、c三表所示。

（7） 深孔留矿法的各种采准工程、矿房回采、矿柱回采、矿块放矿工作组织及循环图表等的指标汇总，如附录I示例。

深孔留矿法矿房回采能力表

表 2-12

底部结构	产状要素		采矿方法构成要素				技术参数						每一分层矿房			矿块总矿量 t	其中								
																	矿量(t)					占百分比(%)			
	倾角 α	厚度 m	阶段高 m	矿块长 m	立柱底柱 m	顶柱 m	矿房长 m	台班进尺 m	每米炮孔落矿 t	每台班落矿 t	抵抗线 m	体重 $\frac{t}{m^3}$	总炮孔长 m	总落矿量 t	回采时间，天	总分层数	总落矿量 t	回采时间，天								
																	矿房	拉底	底柱	立柱	顶柱	矿房	矿柱	采准附产	脉内附产	其它

矿柱回采技术指标汇总表

表 2-13

顶柱											立柱							每个矿柱		顶、立柱回采总时间，天
			炮孔																	
面积 m^2	矿量 t	每米炮孔落矿量 t	每 m^2 炮孔数，个	总炮孔数，个	孔深 m	总炮孔长 m	台班进尺 m	凿岩时间，天	回采方法	矿量 t	分段高 m	每一分段矿量 t	每米炮孔落矿量 t	分段炮孔总长 m	凿岩时间，天	总分段数，个	总凿岩时间，天			

放矿能力核定表

表 2-14

日放矿能力			矿房回采									矿柱回采								放矿顺序	月							
			根据回采能力确定的放矿能力									放矿能力									1	2	3	4	5	6	7	8
最高（t）	最低（t）	平均（t）	矿房应采出矿量（t）	回采矿房时间（天）	放矿比（%）	矿房应放出矿量（t）	损失率（%）	贫化率（%）	实际放出矿量（t）	一每天平均放出矿量（t）	矿房回采期间放矿时间（天）	矿柱应采出矿量（t）	矿柱回采时间（天）	损失率（%）	贫化率（%）	矿柱实际放出矿量（t）	实际放出矿量（t） 采下贮存矿量+矿柱 矿柱回采期间矿房	每天平均放出矿量（t）	放矿时间（天）	矿房回采期间 放矿								
																				矿柱回采期间 放矿								

深孔留矿法工作制度、劳动组织、效率、设备工具表

表 2-15

底部结构	代号	工作制度							效率			设备工具											
		月工作时间(天)	循环周期(天)	凿岩工(人)	爆破工(人)	运搬工(人)	支柱工(人)	合计(人)	工班(m)	凿岩工班(m^3)	台班(m^3)	01—30		01—38		01—43		风镐		气腿	
												工作	备用	工作	备用	工作	备用	工作	备用	工作	备用
双排漏斗	1～2	23.5	6	2	1	1	3	7	0.643	2.25	4.5	1				1	1			1	
	3～5	25.5	6	2	1	2		5	0.88	2.2	4.4	1								1	
	6～8	25.5	6	2	1	2		5	0.96	2.4	4.8	1								1	
	合计			6	3	5	3	17	0.8	2.25	4.5	3	1			1	1			3	1

采准（回采）材料费用表　　表 2-16a

材料名称	消耗定额	单　价	金额(元)
炸　药	kg/m³		
雷　管	个/m³		
导火线	m/m³		
钎子钢	kg/m³		
合金片	g/m³		
坑　木	m³/m³		
成　材	m³/m³		
电　力	度/m³		
机　油	kg/m³		
合　计			

采准(回采)人工费用表 表 2-16b

工种 \ 项目	总工日	日平均工资	总工资(元)
凿岩工			
爆破工			
支柱工			
运搬工			
⋮			
小　计			

采准(回采)直接成本表 表 2-16c

费用项目	单位	金额	单位成本(元/m³)
材料费			
动力费			
人工费			
合　计			

3 浅孔留矿采矿法

3.1 适用条件

浅孔留矿法适用于自0.5～1.0m的薄矿脉，至6～8m的中厚矿体，矿石、围岩具有中等以上稳固性，矿石不结块、不自燃的急倾斜矿体。

3.2 矿块的开采设计、施工与回采

3.2.1 采准构成要素

3.2.1.1 阶段高度

目前浅孔留矿法的阶段高度通常为40～60m。在围岩不太稳固的矿体中，或矿脉产状有突变现象时，应适当降低阶段高度（30～40m），以免采准、回采时间过长，围岩发生片落，造成放矿困难，增加矿石的损失和贫化。

3.2.1.2 矿块长度

矿块长度主要取决于围岩的稳固性和矿脉的赋存条件，如矿脉的分支复合、尖灭再现、断层构造的影响、矿体厚度的变化等。其次如通风防尘要求和回采工作组织也影响矿块的尺寸。通常薄矿脉矿块长度取40～50m，对围岩不稳固、埋藏条件复杂的矿体，应缩短矿块长度，可为25～30m，以

便加快回采速度，减少围岩暴露面积和暴露时间，减少和防止矿石的损失、贫化，保证集中放矿工作的正常进行。反之，围岩稳固性好，埋藏条件稳定，矿块尺寸可加大到60～80m，以便减小采准工程量，提高技术经济效果。

3.2.1.3 矿柱尺寸

使用浅孔留矿法开采薄或极薄矿脉时，以不留或少留矿柱为宜，这对高品位及贵重矿物的回采更为重要，是改善浅孔留矿法技术经济指标的重要措施。

对低品位工业价值较小的矿床，则须通过技术经济比较来确定是否留有矿柱。采用顺路天井或假底结构，均需要消耗大量的木材，且维护工作量大。在开采中厚矿体时，以及底部平巷须作为下阶段回风巷时，由于维护时间较长，则经常保留底柱。

浅孔留矿法构成要素实例　　表 3-1

顺序	矿山	阶段高度(m)	矿块长度(m)	矿块宽度(m)	间柱宽度(m)	顶柱高度(m)	底柱高度(m)
1	××铜矿	50	20～60	5～8	8	5	6～11.6
2	××铁矿	40	50	10	8	5	12
3	×××钨矿	50	30～50	0.8～5	5～7	3～5	3～5
4	××金矿	30～40	50～100	矿厚	8	3～5	3
5	××石棉矿	50	50	2～2.4	6	2	3
6	××磷矿	60	52	4～6	6	6	13

矿柱尺寸：顶柱高度3～6m；间柱宽度6～8m（包括天井宽度）。底柱高度视底部结构形式而定，带有电耙巷道或二次破碎水平的底部结构高度为9～11m，漏斗直接放矿的底部结构高度为5～6m。我国几个金属和非金属矿山使用浅

孔留矿法的采准要素实例如表3-1。

3.2.2 采准布置

用浅孔留矿法开采薄和中厚矿体时，矿房通常沿走向布置，其采准方案可按采准工程的类型和特征划分。

3.2.2.1 按矿块天井的类型和数目分

（1） 在矿块两端各布置一个先进天井(图3-1)，天井两侧或一侧留有安全矿柱，矿柱宽2～2.5m。当矿石较贵重、品位较高、而且围岩又较稳固时，可一侧留矿柱或全不留矿柱（图3-2、图3-3）。

（2） 在矿块中央布置一个先进天井，两端各设一个顺路天井（图3-4）。此方案的优点是可利用中央天井作为回采自由面，材料由上风巷向下运输较方便，缺点是多开一个顺路天井。有些矿山在中央天井内设一天井吊罐，作为运送人员下放材料之用，提高了回采工效。

（3） 在矿块一侧设先进天井，另侧为顺路天井(图3-5)。当矿脉很稳固时，也可每隔25～50m架设一个顺路天井，每2～3个顺路天井间加一个先进天井。

（4） 矿岩稳固性好时，也可采用水平梯段全面留矿方案（图3-6）。此时可隔几个采区设一个先进天井，中部天井可随工作面的回采而逐层加高。

3.2.2.2 按底部结构分

（1） 有底柱的底部结构

① 带有二次破碎水平的浅孔留矿法，其底部结构形式与深孔留矿法底部结构相似。由于采准工程量大，且在采场也能控制大块，故很少采用。

② 带有电耙巷道的浅孔留矿法（图3-1），能减少放

矿漏斗数目，保持较高的生产能力，但底柱高度仍较大，通常在中厚矿体中采用。

③ 不带二次破碎水平（或电耙巷道）的浅孔留矿法（图3-2、图3-3），简化了底部结构，减少矿柱量，是浅孔留矿法常用的方案。

（2） 无底柱的底部结构

① 带假底结构的浅孔留矿法　当矿石较贵重，且为高品位的薄矿脉时，可先回采底柱部位的矿石，然后用木材、金属或混凝土构件作假底结构。假底结构有多种形式，各有不同的优缺点和适用条件，请参阅附录Ⅱ。

② 无假底结构的浅孔留矿法　在一些矿山，由于脉幅小、品位高、节理发育，回采中大块多，用普通底部结构的留矿法常造成放矿困难，劳动强度大，丢矿严重。为解决此类问题，采用了简化底部结构的办法，即把假底结构改为无假底结构留矿法，取得了较好的效果。如我国某钨矿（图3-7），将沿脉平巷改为出矿堑沟（也是拉底巷道），然后沿下盘5～6m处开一条脉外运输巷。在脉外运输大巷与出矿堑沟之间，每隔5～6m用直交的装矿巷道相贯通，采场布置与普通浅孔留矿法相同。采场矿石直接放至脉内平巷，由装岩机在装矿巷内装矿后，运卸至排列在脉外运输巷中的矿车中。车组由电机车牵引调车，装满列车后直接拉走。采场长50m左右，可设一台装岩机。装岩机在各装矿巷之间的调动，可由活动转盘进出（图3-8）。国外使用前端式装载机，装矿巷与运输巷之间多为斜向连接。

无假底结构的优点是简化了底部结构，矿石回收率高，使用装岩机特别是改用前装机时，设备机动性好，出矿效率高，底部结构无漏斗，解决了采场大块堵塞问题，并改善了

劳动条件。缺点是多开掘脉外运输巷及装矿巷，且在相邻装矿巷之间，形成三角矿堆，不能装运，造成矿石损失。可在崩矿前用废石垒成三角垛，从而提高矿石回收率。

3.2.2.3 按梯段工作面形状和推进特点分

（1） 短梯段工作面 将工作面沿矿房长分为2～3个梯段，梯段长度不小于10m。其推进方向视切割槽位置，可由两侧向中央推进（图3-3），或单侧推进（图3-1）。

（2） 长梯段工作面 即在采场由一侧至另一侧连续推进，不划分小梯段（图3-2），其优点是工作面循环工作组织简单，缺点是推进速度较慢，采矿强度低。某些矿山曾使用连续工作面留矿法，即在上、下分段平巷间，用斜天井拉开工作面，使崩落矿石面保持30°～35°倾角，在矿层和留矿堆之间保持一定的空间，作为行人、运料、和通风之用。工作面可由一侧向另一侧连续推进，呈短梯段或长梯段（图3-9）。其优点是以顺路斜天井代替顺路直天井，在矿层稳固的条件下使用可无须支护，节省坑木和劳力，且对行人、运料、设备运输等都较方便。缺点是须用相邻矿房的矿堆面，作为通风运输道，积压了一部分矿量。

3.2.3 采准工程

浅孔留矿法的采准工程包括矿块天井、人行峒室、放矿漏斗、破碎巷道或电耙巷道。

3.2.3.1 天井

中厚矿体留矿柱的天井掘进方法，与深孔留矿法中的天井施工相同。在薄矿体中掘进天井，特别是当埋藏条件不稳定时，通常不采用吊罐法。这是因为难以掌握导向孔的钻凿方向，易造成废孔，且降低了天井掘进的探矿作用。故在薄

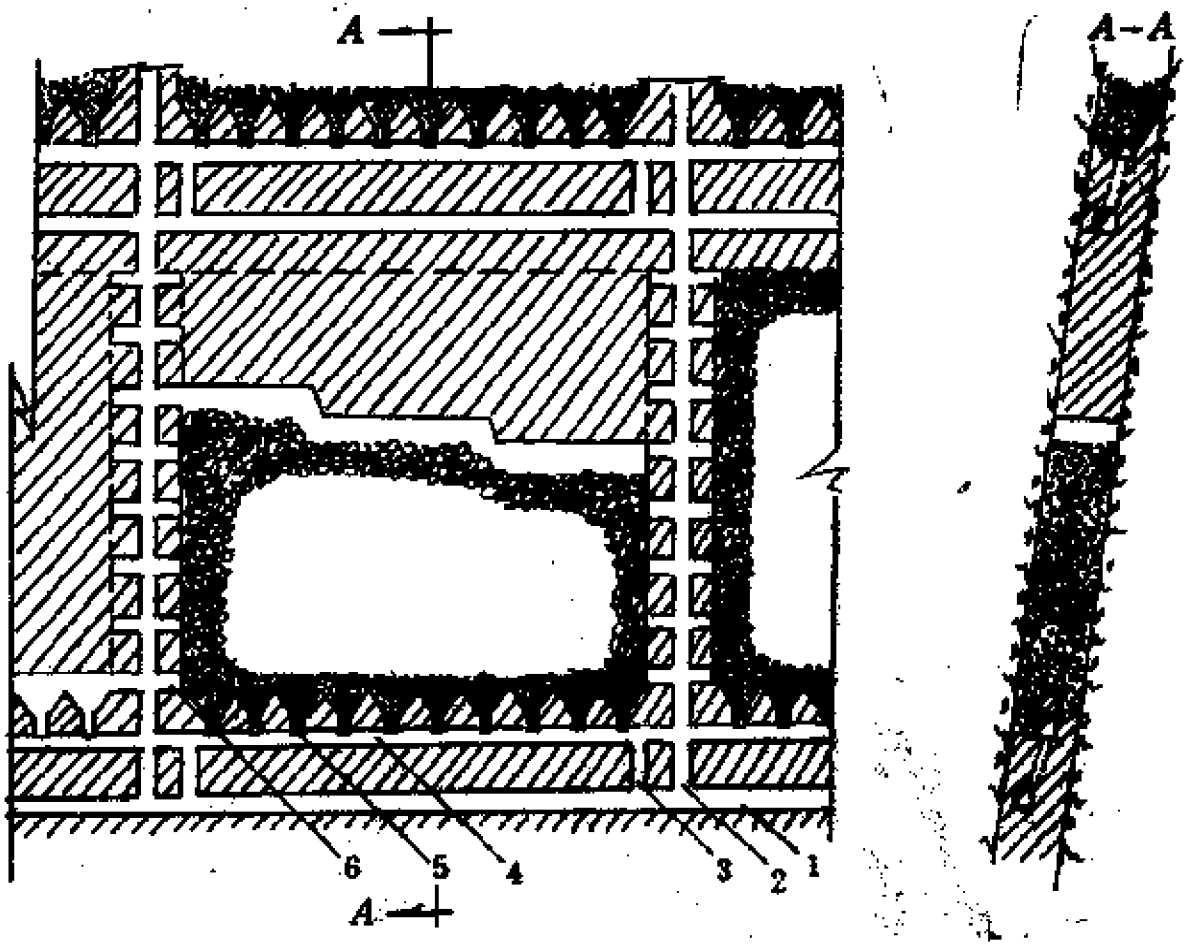


图3-1　留矿柱的普通方案

1.脉内平巷　2.天井　3.溜眼　4.电耙巷道　5.漏斗　6.人行峒室

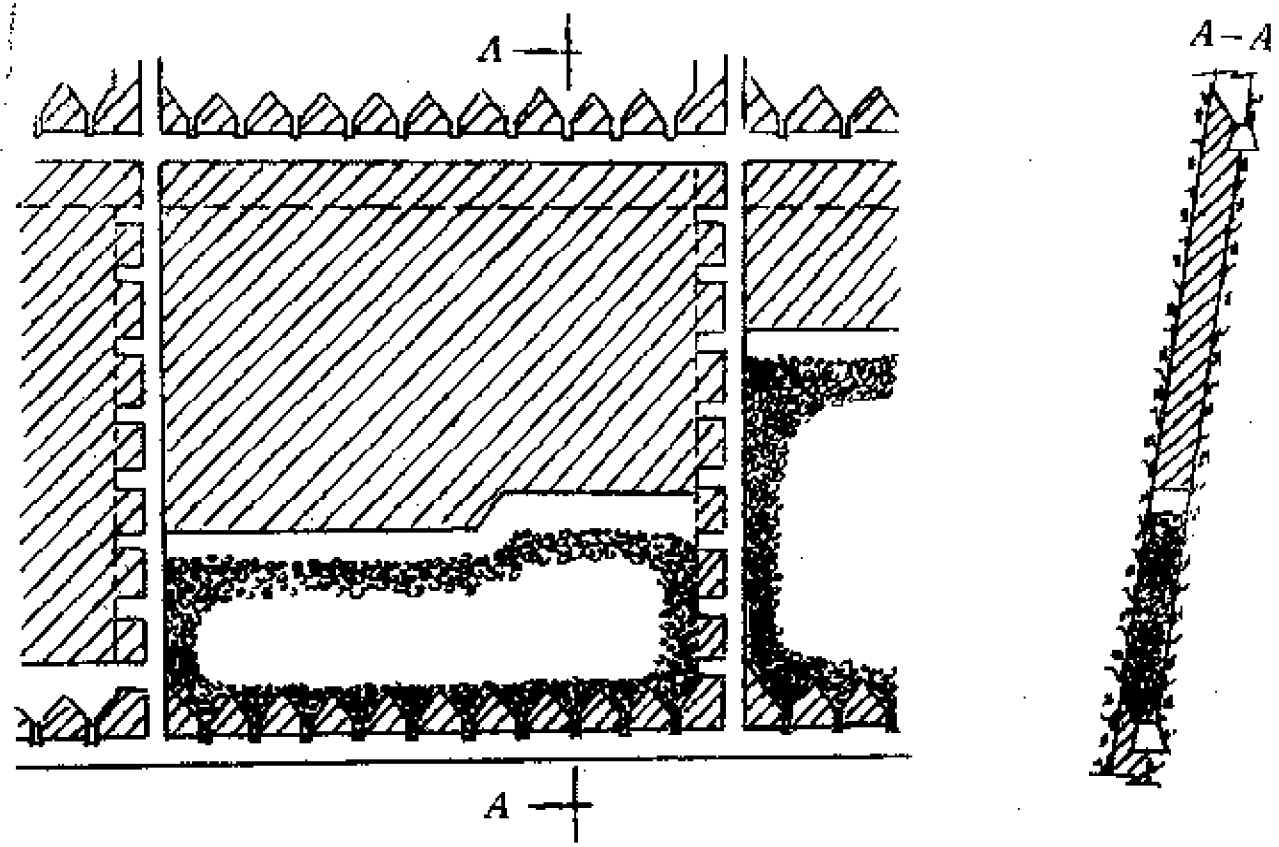


图3-2　留一侧矿柱的留矿法

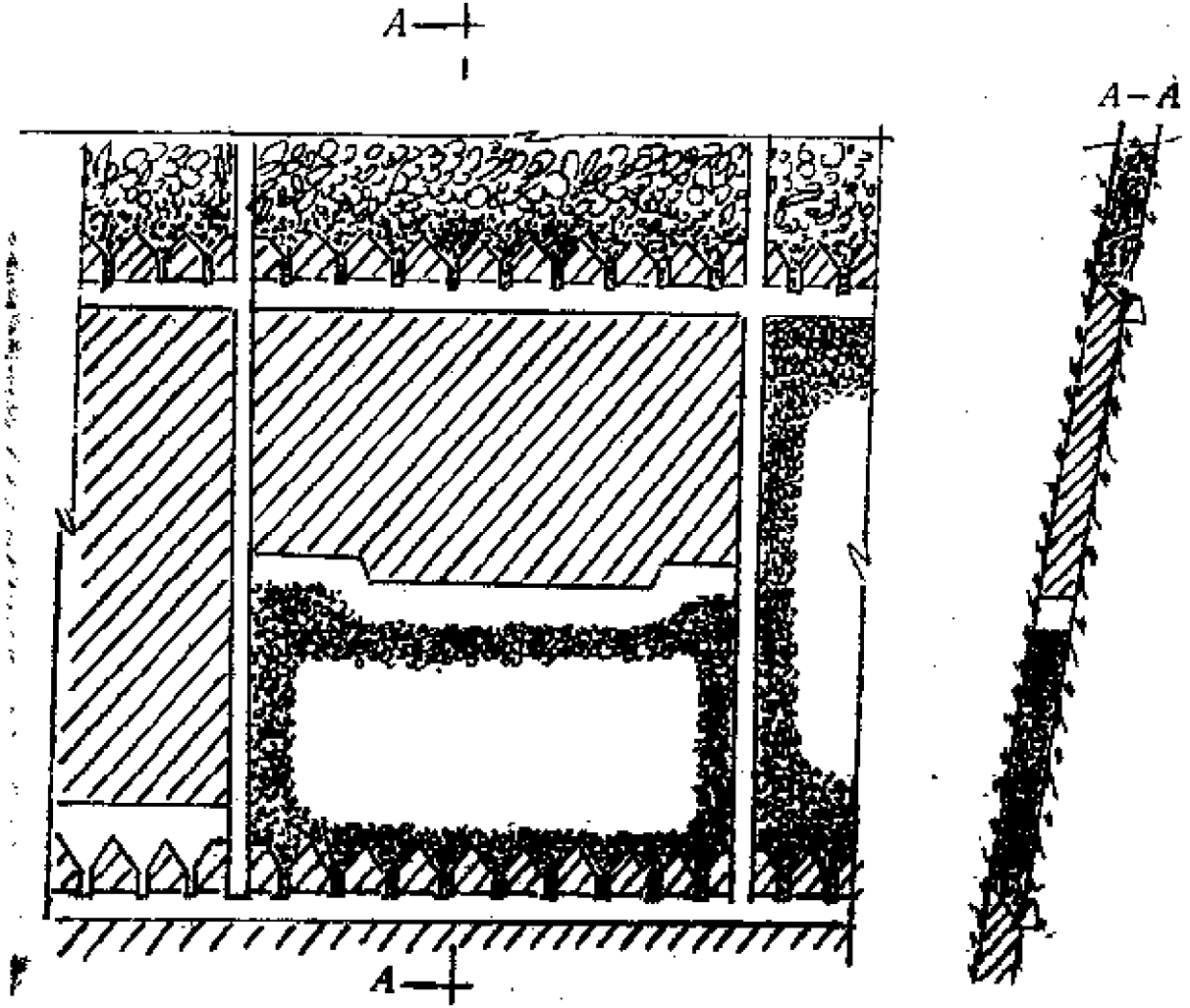


图3-3　无间柱留矿法

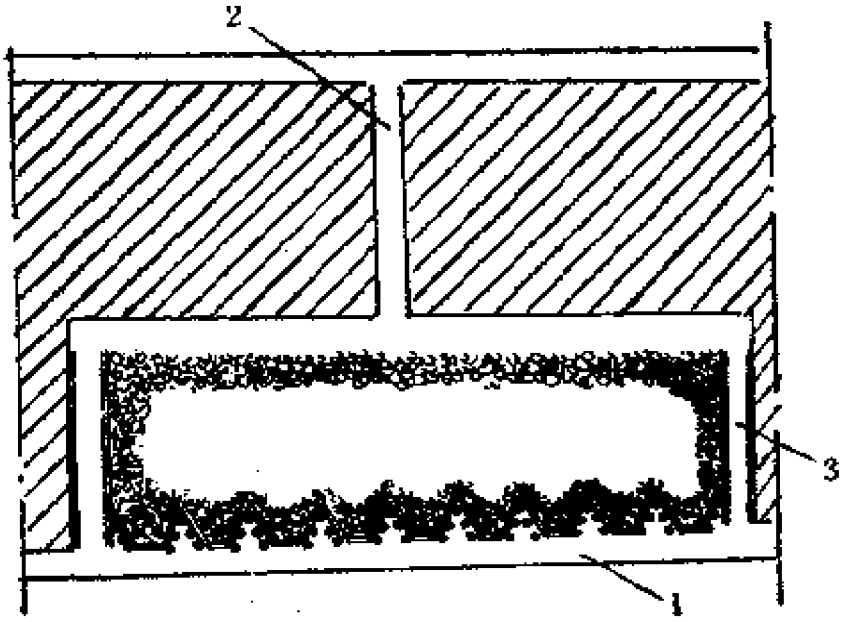


图3-4　中央先进天井，两侧顺路天井方案
1.运输巷　2.先进天井　3.顺路天井

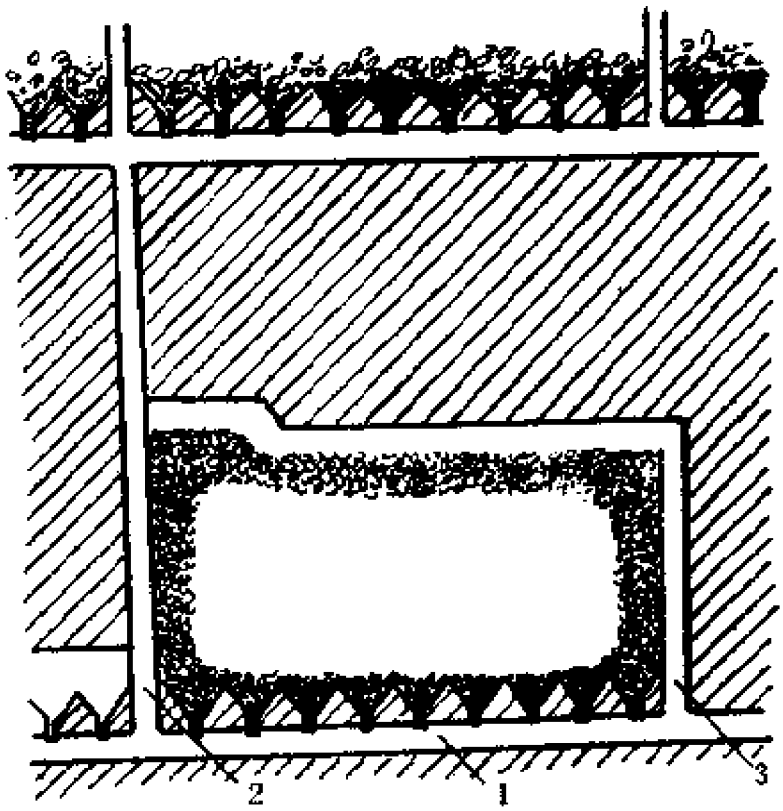


图3-5　一侧先进天井，另侧顺路天井方案
1.运输巷　2.先进天井　3.顺路天井

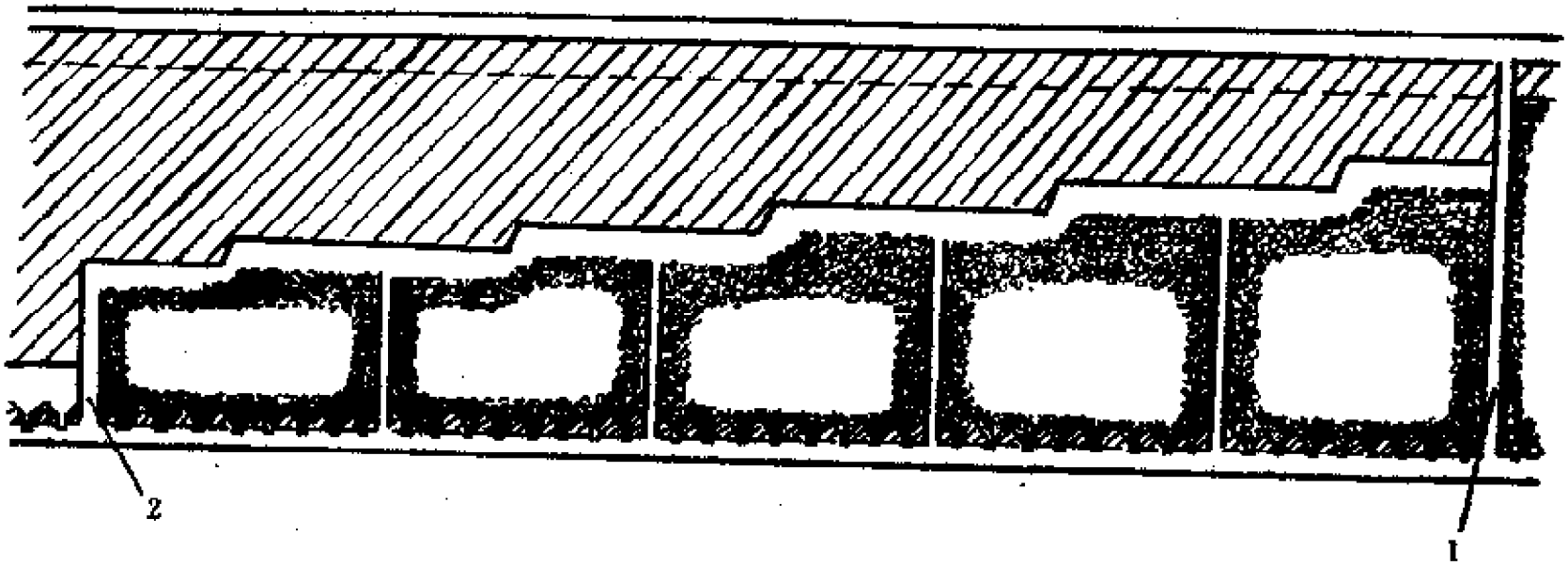


图3-6　水平梯段全面留矿法

1.先进天井　2.顺路天井

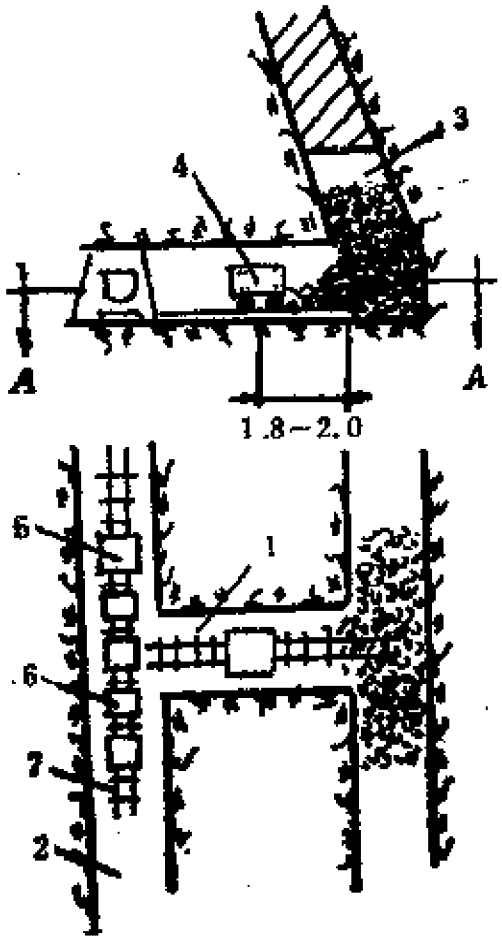


图3-7　装岩机装车无底柱布置

1.装矿巷　2.脉外大巷　3.采场　4.装岩机

5.机车　6.矿车　7.轨道

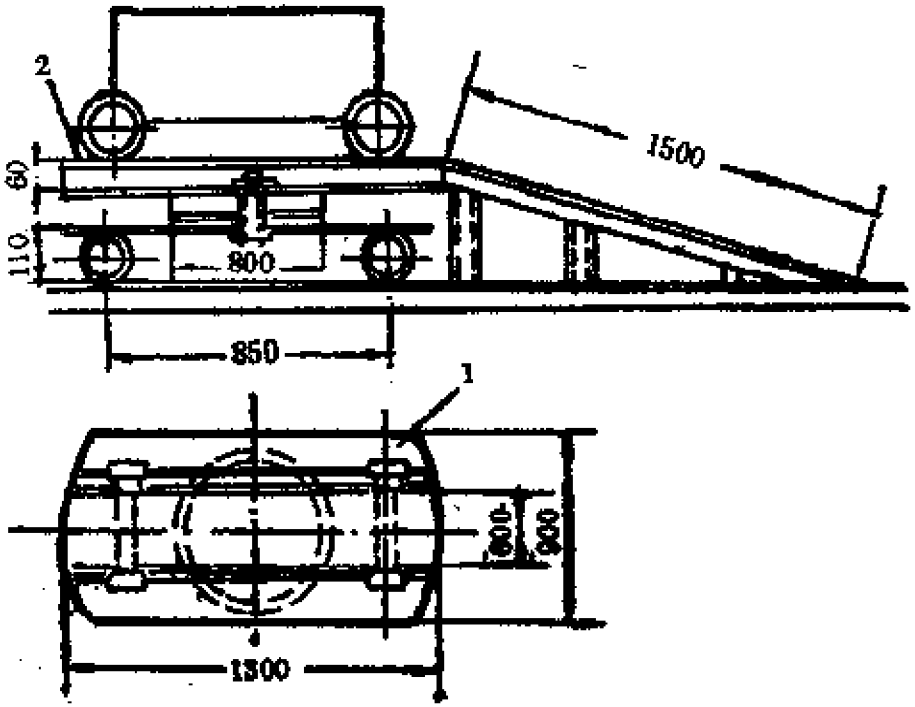


图3-8　活动转盘

1.活动转盘　2.阻车器

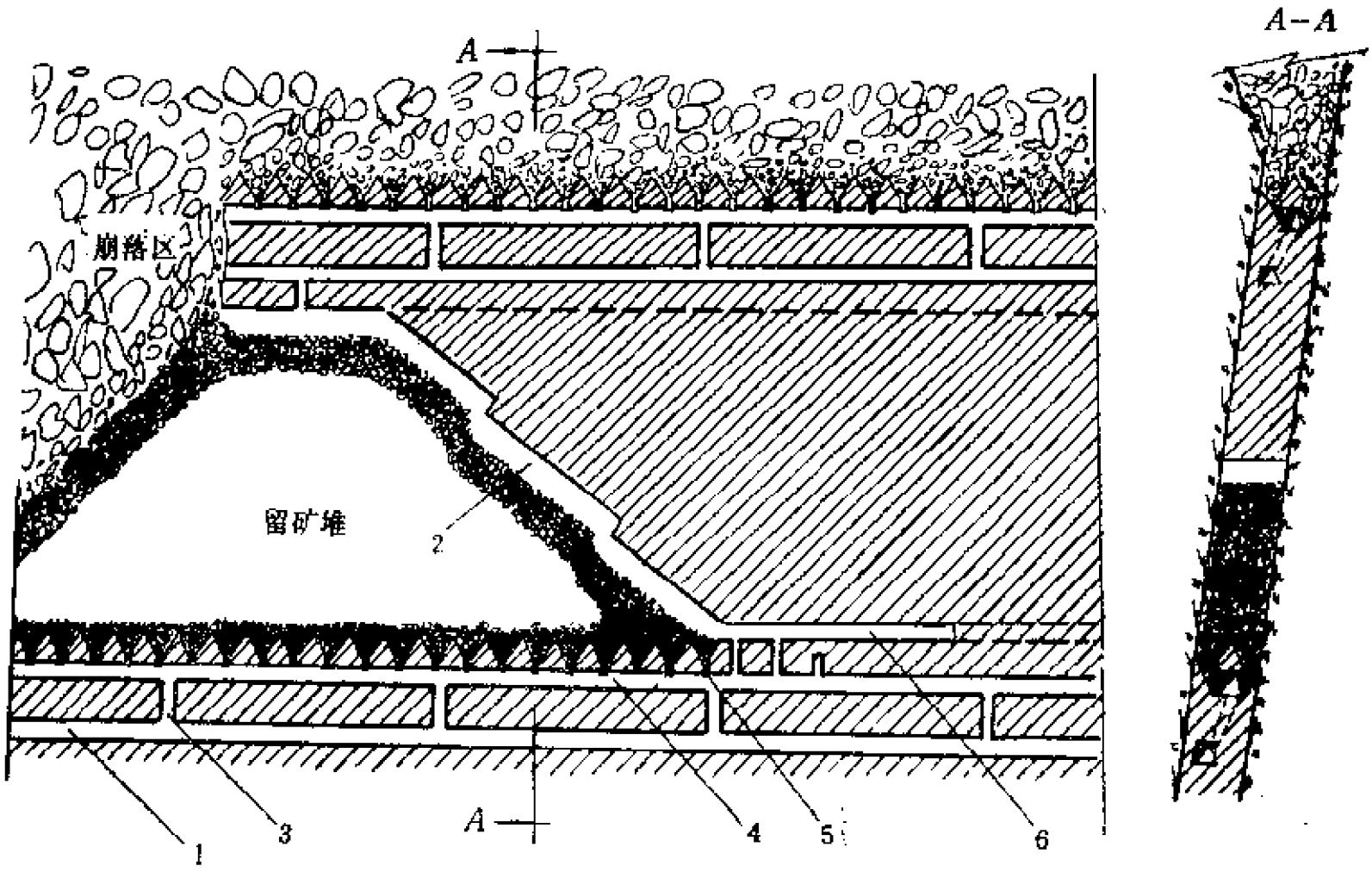


图3-9 连续工作面留矿法方案

1.运输巷 2.斜顺路 3.溜井 4.电耙巷 5.漏斗 6.切割巷

矿体中常用普通法掘进天井。

天井的支护视矿岩的稳固性而定。对矿岩稳固性差、压力大、保有时间长的天井，可用密集棚支护；岩性稳固时，可用非密集棚支护（图3-10）。

双格天井断面可为1.5×2.0m。顺路天井的形成是随工作面的上升而逐渐加高。在靠空区的一侧架设横撑，并护以背板阻隔采落的矿石。

3.2.3.2 人行峒室

沿天井高度每隔2.5～3.0m开掘通往采场的人行峒室，其断面为2×2m～1.8×2m，爆破的矿石可从天井放矿格中放出。

3.2.3.3 漏斗、破碎巷道、耙运巷道与拉底

（1） 有底柱的采准和拉底工作 中厚矿体带底柱的采准工作包括开凿一次及二次漏斗、耙运巷道、耙矿溜眼等，其施工方法与厚矿体深孔留矿法底部采准工程相同。由于矿体不厚，拉底工作可在漏斗施工时一次形成。从图3-11施工顺序可以看出，漏斗开凿及拉底工作是在大巷一侧的腰线上部向上钻漏斗斜孔a，角度为40°～50°，孔深为1.0～1.2m，爆下的矿石可暂不运走，作为第二茬炮的垫脚。二茬炮b为60°～70°的上向炮孔，孔深1.0～1.2m，应保证矿石易于放矿，崩矿后运走矿渣。架设工作台打第三茬炮c，炮孔垂直向上，放炮前可先架设漏斗。在工作台上打第四茬炮d，达到拉底水平的顶线。然后由上而下刷大漏斗颈，炮孔深度以相邻漏斗间距为界，并保证溜矿角α＞45°，形成喇叭口（e、f），最后完成底部结构（g、h）。

（2） 无底柱的采准和拉底工作 用浅孔留矿法开采薄矿体时，常用无底柱假底结构，其基本形状有翼状和平

底状两大类（附录Ⅱ），通常使用木材结构。有些矿山曾用预制混凝土构件代替木材，但因构件笨重，架设困难，规格适应性差等原因未获推广。无底柱的采准和拉底工作常一次形成。从运输水平至拉底高全部崩落后，再在平巷中架设漏斗。

3.2.4 回采工作

浅孔留矿法的回采工艺包括凿岩、爆破、局部放矿、通风、撬顶、平场等作业。

3.2.4.1 凿岩

（1）凿岩工具　浅孔崩矿常用的凿岩设备有Y-26、YT-24、7655和YSP-45（向上式）等。钎头直径32～42mm。目前矿山推广使用小直径炮孔崩矿，其优点是钻孔效率高，有利于控制采幅，减少大块率和降低矿石的损失、贫化，对爆破材料消耗等指标也有所改善。

（2）梯段高度及推进方式　梯段高度的大小取决于采幅宽度和钻孔方向。当采幅为1～1.5m时，梯段高度可为1.2～1.5m；采幅大于1.5m时，梯段高度可为1.5～2.0m。按钻孔方向有两种工作面推进方式：①上向炮孔布置。此法适用于节理不发育、稳固性好的矿体，用向上式钻机钻前倾65°～70°的上向炮孔。其优点是操作方便，效率高，崩落大块少，大块常暴露在矿堆表面，便于检查与破碎。缺点是在钻孔时顺钻机下落泥水，使工作条件恶化，且工人在矿石回采面下工作，易落石伤人。在开采薄矿脉时，难以控制好采幅，易增加矿石的贫化，且炮孔利用率低，爆破效果差。②先用向上式钻机掘槽，然后用7655等型号钻机平推钻孔。即首先在拉好底的矿房中，在天井一侧沿矿体全厚用向

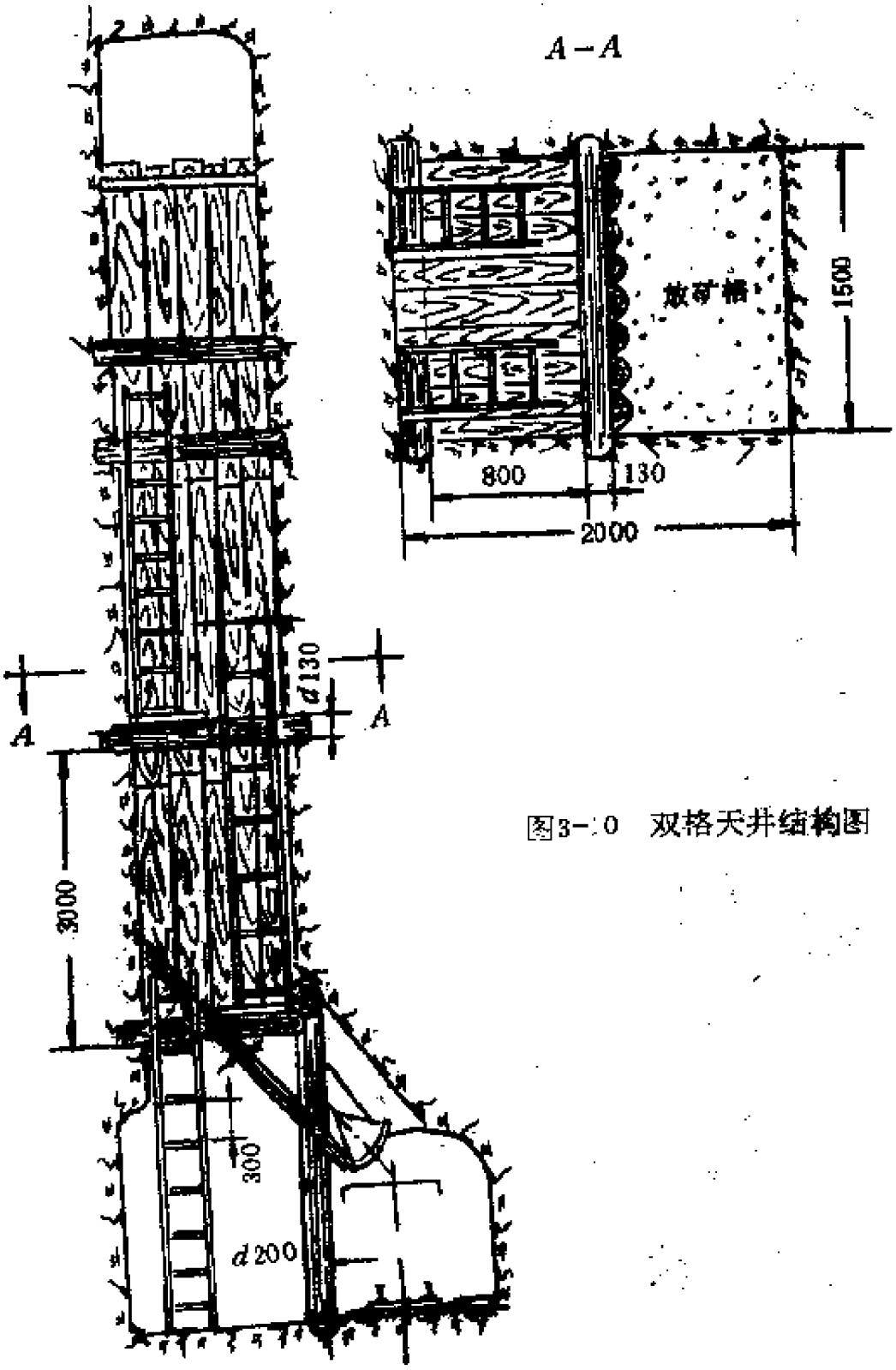
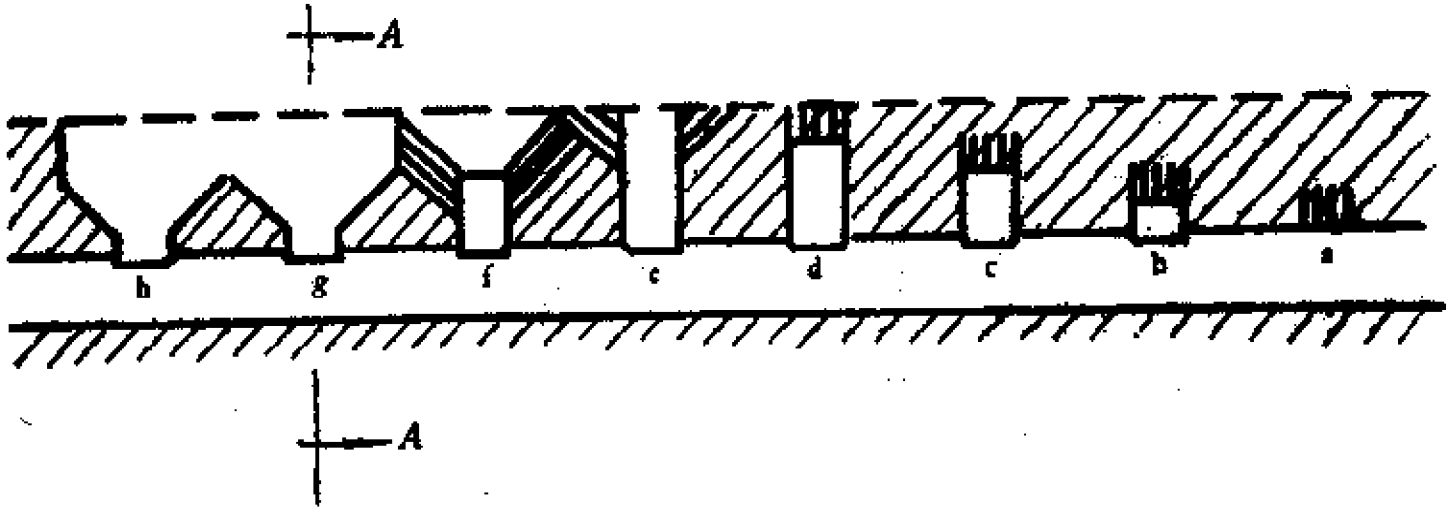


图3－10　双格天井结构图



A—A

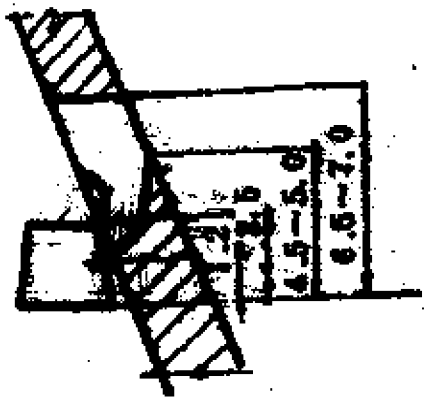


图3-11　漏斗施工顺序

上式钻机掏槽，然后在掏槽处钻水平孔，连续推进。其优、缺点、使用条件与上向式布置相反，目前现场常用此法。有些矿山也有混合使用的，即在天井一侧先行掏槽，后用平推式回采一层至矿房中部，再用向上式钻机钻上向孔，从采场中部向天井方向后退式再回采一层。

（3） 炮孔布置　工作面的炮孔布置方式，影响着爆破效果与质量。目前生产中常用的形式有交错式和平行式两种，从爆破效果来看，交错式较好。极薄矿脉（厚度小于1m）可用“一”字形或“之”字形，薄矿脉至中厚矿层可用梅花形布置（如图3-12）。

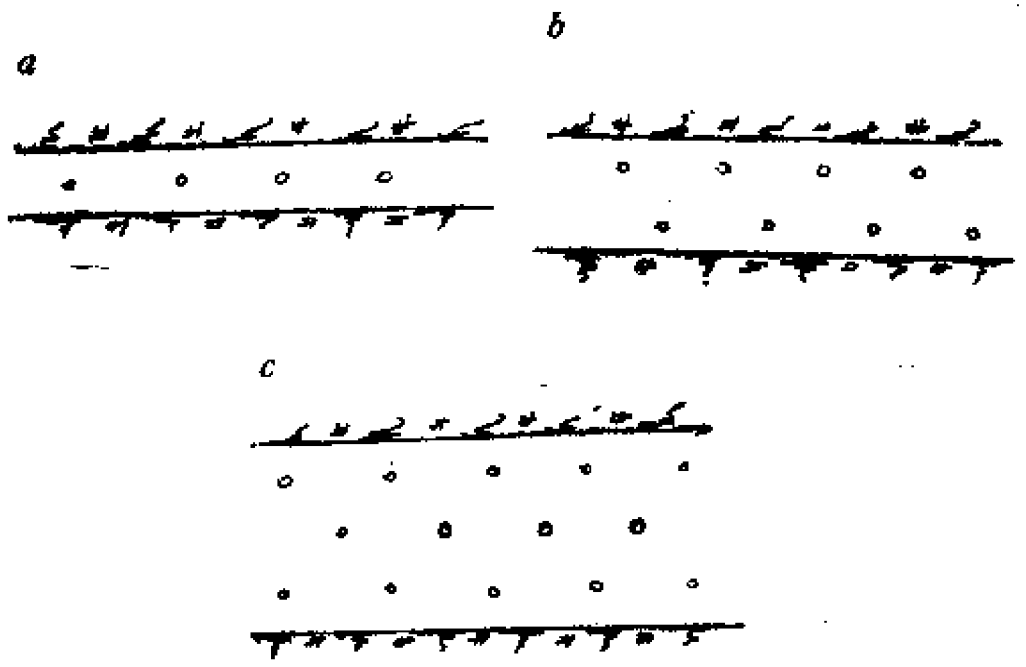


图3-12　炮孔布置图

a.一字形　b.之字形　c.梅花形

图3-13为01-43型钻机向上掏槽、01-30型钻机平推的炮孔布置图例。边孔至顶、底盘的距离，应视矿石和围岩分离的难易程度以及矿岩的稳固性而定，一般为0.1～0.3m，以保

证炮孔不插入围岩破坏顶底盘为准，防止矿石贫化。

3.2.4.2 爆破

（1） 爆破参数

① 炮孔深度　合理的炮孔深度，可以提高孔机的凿岩速度，改善爆破质量，提高每米炮孔崩矿量，减少材料消耗。炮孔过深则会恶化技术经济效果，特别是当矿岩稳固性差时，深孔爆破会引起围岩震动破坏，造成片落和贫化。在开采薄矿脉时，由于围岩的夹制作用，炮孔过深会降低炮孔利用率和爆破效果。合理的炮孔深度应根据矿山具体条件确定，当矿体较厚、矿岩稳固性好时，可取大值，反之取小值。按现有凿岩设备，中厚矿体孔深$l=1\sim3$m，薄矿脉孔深$l=1.2\sim1.8$m。

② 最小抵抗线　最小抵抗线的确定，取决于矿体厚度、矿石和围岩的爆破性和分层采高。它与炮孔直径和分层采高的关系分别为：$W=(20\sim30)d$　　（3-1）

$$W=(0.35\sim1.0)h \qquad (3\text{-}2)$$

式中，W——最小抵抗线，m；

d——炮孔直径，mm；

h——分层采高，m。

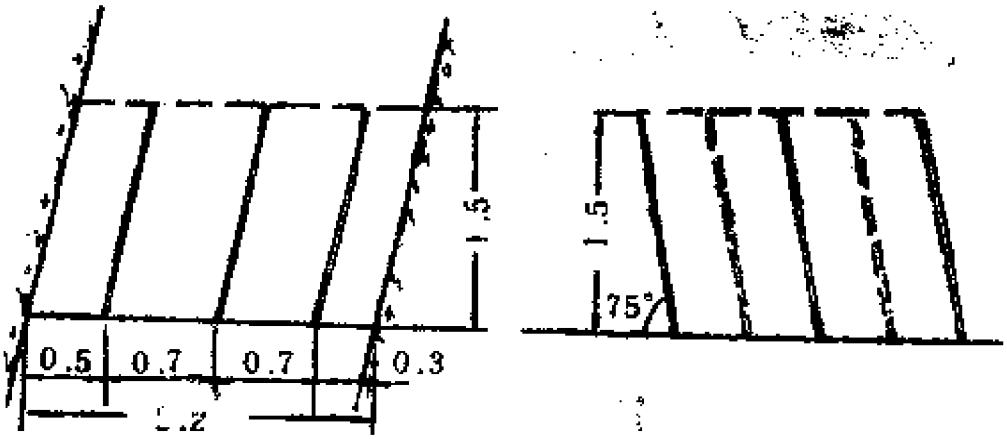
③ 孔距a

$$a=(1.2\sim1.4)W \quad \text{m} \qquad (3\text{-}3)$$

④ 每个炮孔负担的爆破面积S

$$S=aW \quad \text{m}^2 \qquad (3\text{-}4)$$

⑤ 每个梯段工作面上的炮孔数n



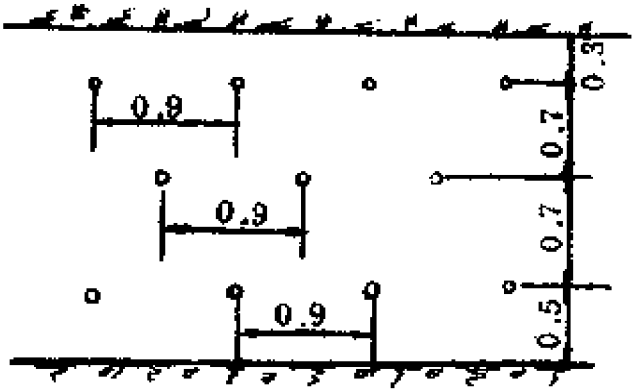


图3-13a 留矿采场
炮孔布置图
(01-43钻机掏槽炮孔布置)

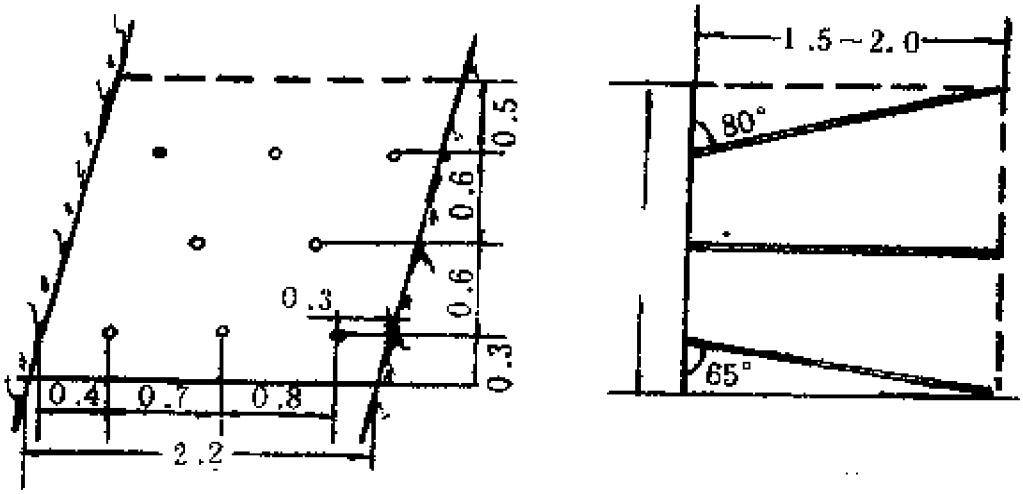


图3-13b 留矿采场炮孔布置图
(01-30钻机平推炮孔布置)

$$n = \frac{Mh}{aW} \quad 个 \qquad (3\text{-}5)$$

式中，M——矿体厚度，m。

⑥ 一次爆破炮孔总数 N

$$N = mn \quad 个 \qquad (3\text{-}6)$$

式中，m——梯段工作面数。

（2） 装药爆破工作

①爆破材料　常用炸药为硝铵炸药或铵油炸药，用导火线、火雷管起爆。导火线长度应符合安全规程要求，确保爆破工能安全离开工作面到达避炮地点。

② 装药量计算

一次爆破装药量 Q

$$Q = Mhlmq \quad kg \qquad (3\text{-}7)$$

式中，q——单位体积炸药消耗量，kg／m³。

浅孔留矿单位炸药消耗　　表 3-2

坚固性系数 f	<8	8～10	10～16
单位炸药消耗量 kg/m³	0.26～1.0	1.0～1.6	1.6～2.6

浅孔留矿法矿山实际单位炸药消耗　　表 3-3

矿山名称	一次爆破单位炸药消耗（kg/t）	二次爆破单位炸药消耗（kg/t）
杨家杖子岭前铜矿	0.4～0.5	
八家子铅锌矿	0.52	0.25
五龙金矿	0.60	0.15
岫岩铅矿	0.70	0.20
柴河铅锌矿	0.40	

单位炸药消耗根据坚固性系数可按表3-2选取，或按类似矿山崩矿条件实际经验指标选取。表3-3为几个浅孔留矿法矿山的实际单位炸药消耗。

每个炮孔装药量Q_1

$$Q_1 = \frac{Q}{nm} = \frac{Q}{N} \quad \text{kg} \qquad (3\text{-}8)$$

每个炮孔药包数n_1

$$n_1 = \frac{Q_1}{G} \qquad (3\text{-}9)$$

式中，G——一个药包的质量，kg。

每个炮孔装药长度l_1

$$l_1 = n_1 l_2 \quad \text{m} \qquad (3\text{-}10)$$

式中，l_2——一个药包的长度。

炮孔堵塞长度l_3

$$l_3 = l - l_1 \quad \text{m} \qquad (3\text{-}11)$$

为保证爆破效果，降低大块率，装药长度不宜过小，一般应达到孔深的60～70%。

3.2.4.3 通风

浅孔留矿法风路简单，工作面通风条件良好。新鲜风流从阶段运输平巷沿一侧天井进入采场工作面，从另一侧天井经上部回风巷排出烟尘。当第一阶段距地表较近时，也可采用小井通风。

3.2.4.4 局部放矿

局部放矿由放矿工在运输平巷内进行，通常放出矿量为崩矿量的30～40%，以保证矿房留矿面与崩矿面之间有2～

2.5m的工作空间。放矿工应确保采面的均匀下降，各漏斗放出矿量应予记数。注意观察放矿工作是否均匀正常，并定时与采矿工取得联系，发现卡漏现象应及时分析处理，防止产生空洞和悬拱现象，确保采矿工人作业安全。放矿工作一般应在凿岩前进方向进行。后退式推进时，放矿工作应在后退方向的后面进行。

3.2.4.5　撬顶、平场与支护

每次爆破通风后，工人进入工作面应先进行撬顶平场工作，目的是清除矿层及围岩的浮石。整平工作面可用人工或电耙，应确保凿岩工作的安全和保持适当的工作高度。此项工作应严格仔细地进行，对不安全的地点还应架设支柱（图3-14）或木垛。支护工作应紧跟采场工作面推进，每次放炮

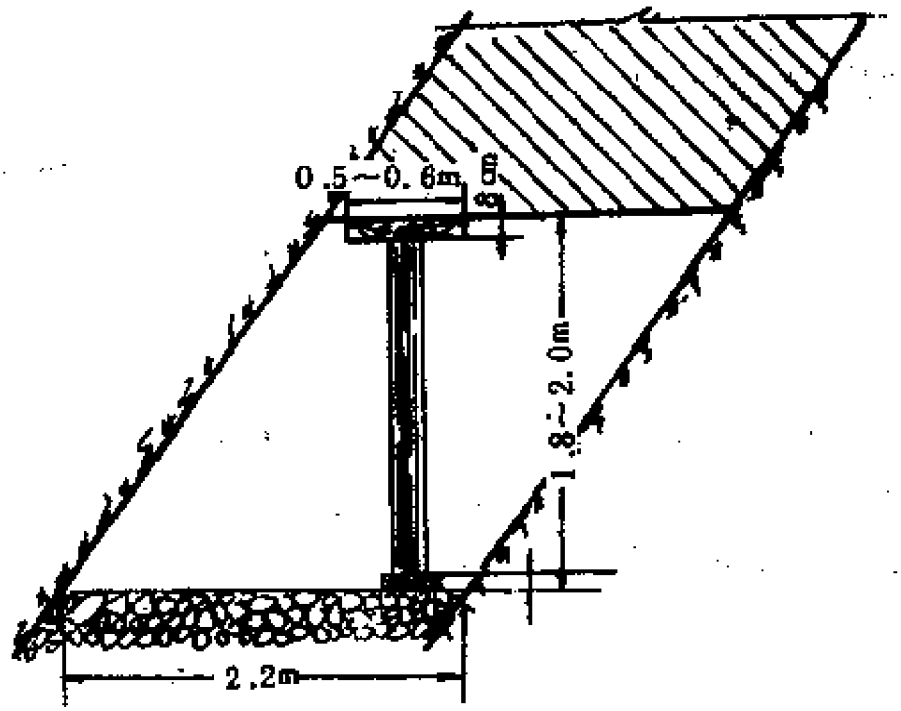


图3-14　留矿面的支护

后均应检查和加固。当矿层节理发育时，应特别注意隐蔽节理。在分层采完后，以后退方式回收支柱。

3.2.4.6 循环工作组织

（1） 采场劳动组织 采场劳动组织通常采用综合工作队形式（表3-4）。人员的配备可按机台数考虑，各工种分工协作，共同完成循环工作计划。

（2） 循环工作图表 按分层采高、炮孔深度、劳动组织及各工序作业时间，编制循环作业图表（表3-5），指导日常生产工作。

附录Ⅵ为某矿浅孔留矿法使用01-30半推前进（分层采高2m）、01-43向上式钻机后退回采（分层采高1.5m）时，半个采矿场工作面的循环工作图表。

3.2.4.7 集中放矿

随着矿房逐层回采工作的进行，定期放出一部分矿量，余下的60～70%矿石暂留采空区。整个矿房回采完毕，再将矿房中的暂留矿石全部集中放出，称为最终放矿。

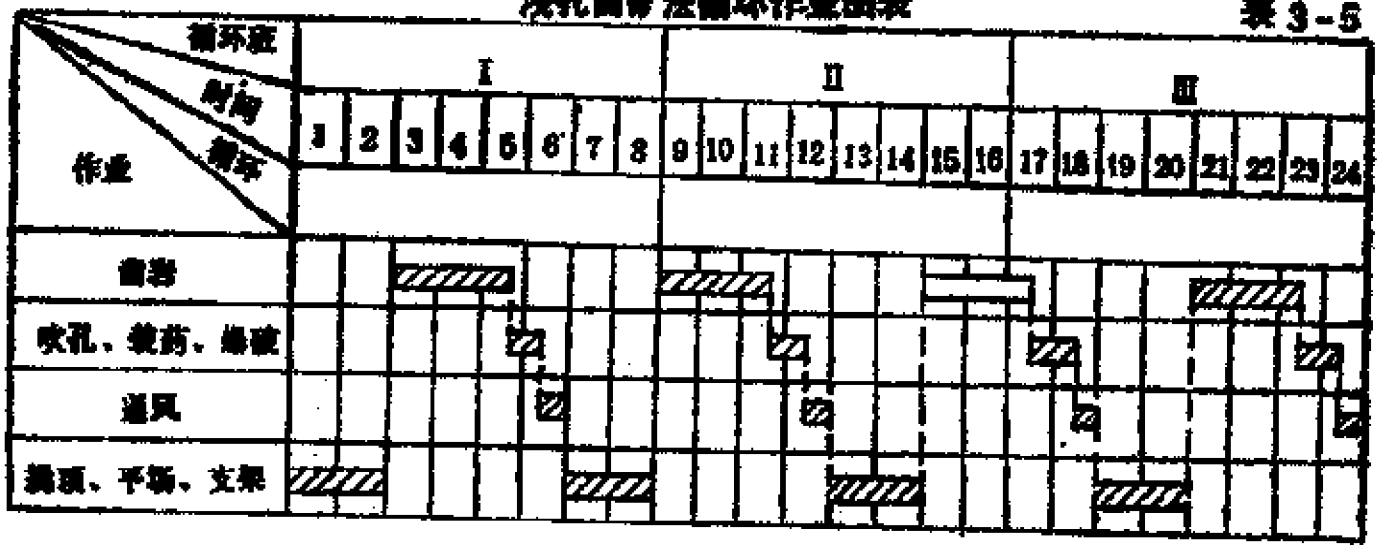
已采矿石能否顺利地集中放出，是影响留矿法采矿技术经济效果的关键。在我国使用留矿法的大部分金属、非金属矿山均能正常地进行集中放矿，个别矿山或某些矿段，当矿石、围岩条件发生变化，特别是在围岩不稳固的情况下，由于片帮堵塞或矿石粘结造成放矿困难，增加了矿石的损失和贫化，降低了劳动生产率和开采强度，也给安全生产带来了一定的影响和危害。究其原因，除矿岩性质导致出现了上述情况外，在矿块设计时，由于选择采准方案确定采准要素和采场生产管理的不恰当，同样会引起集中放矿的困难。如在某些矿段条件发生变化、围岩条件不好时，仍选用长矿房、大阶段，使回采时间过长，围岩暴露面积过大，造成大块片

表 3-4

工　种	凿岩工	爆破工	放矿工	平场破碎工	小 计
定员人数	2	1	2	2	7

浅孔留矿法循环作业图表

表 3-5



帮，引起堵塞。又如漏斗间距过大，漏斗溜角偏小，造成漏斗脊部留矿过多，也影响正常放矿。此外，在生产作业中对凿岩爆破工作管理不善，大块[illegible]，采场二次破碎工作不彻底，甚至爆破破坏了两帮围岩，造成片帮等都会使放矿困难。因此，在进行开采设计时，就应充分掌握矿块的地质条件，正确地选择采矿方法，确定合理的采准方案、采准要素，加强生产管理，确保一定的开采强度，是保证顺利放矿和取得留矿法预期技术经济效果的关键。

由于矿石结块、悬拱造[illegible]放矿困难，可视具体情况，采取相应的措施予以处理。对粘结性不很强的结块，可用高压水、气冲刷；对悬顶不高的拱形空洞，可用爆破震动方法或用"土火箭"来处理。

因大块引起的漏斗堵塞，应分析原因采取处理措施。当大块尺寸不太大时，可用折除漏斗、刷大漏斗颈的方法来解

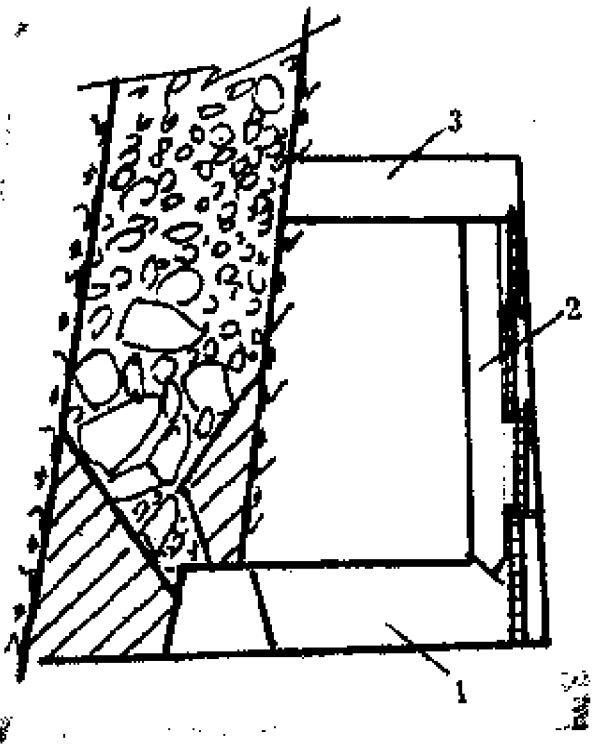


图3-15　反溜井处理堵塞

1.穿脉巷　2.溜矿天井

3 二次破碎巷

决，或破坏底部结构，将矿石放至运输平巷，改由脉外装矿巷由装载机装车解决。当大块堵塞严重、集中于漏斗口上部，且破坏漏斗结构也无法处理时，则可开凿脉外反溜井达到堵塞区上部，将上部矿石从溜井放出（图3-15）。此法的缺点是增加了巷道掘进量，加大了劳动强度，提高了回采费用。

3.2.4.8 矿柱回采与空场处理

浅孔留矿法的底柱、间柱和顶柱回收，基本上与深孔留矿法的矿柱回收相同。薄矿脉采场的空场处理，通常采用崩落围岩法，在充填料来源充足，地表不允许陷落时，也可用充填法处理（图3-16）。

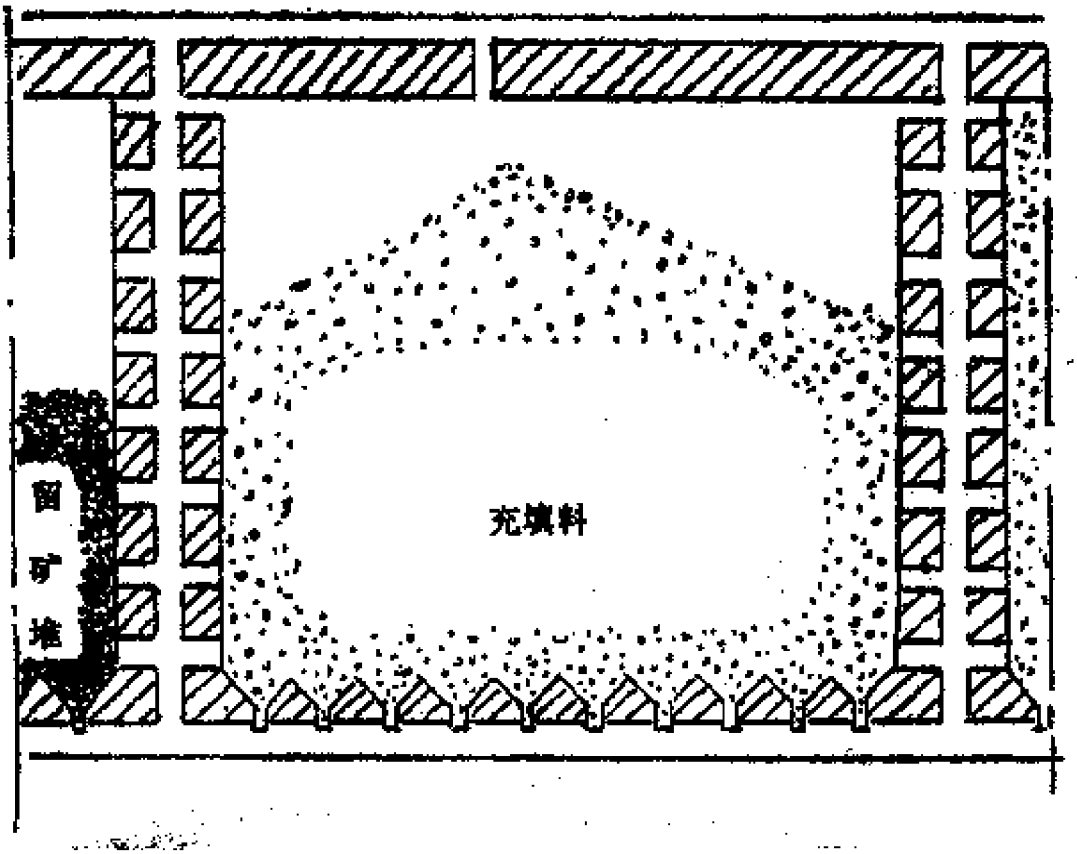


图3-16 充填法处理采空区

3.2.5 技术经济

（1） 矿房回采能力　根据矿体赋存条件确定矿块构成要素，按梯段工作面数、设备台数、劳动组织，计算每一分层的回采能力和回采时间，确定矿房总回采时间和应采矿量，编制浅孔留矿矿房回采能力表，如表3-6所示。

（2） 矿柱回采矿量及总回采时间　根据矿柱回采作业循环，计算矿柱的回采矿量及总回采时间，其内容与深孔留矿法的矿柱回采技术经济指标表相同，参见表2-13。

（3） 放矿能力　编制浅孔留矿在矿房回采期间和矿柱回采期间的放矿能力、作业顺序，参见表2-14。

（4） 编制浅孔留矿矿房的回采工作制度、劳动组织和设备、效率等指标汇总表，如表3-7所示。

（5） 浅孔留矿的矿块直接成本　计算方法同深孔留矿法，包括采准和回采期间的材料消耗、动力费用、人员工资等，参见表2-16，a、b、c。

（6） 浅孔留矿法的各项指标汇总参见附录Ⅰ。

我国采用浅孔留矿法的典型矿山技术经济指标如表3-8所例。

综上所述，浅孔留矿法采区的矿块设计、内容和步骤，与深孔留矿法基本相同。

（1） 利用地质勘探资料，根据矿块上下中段地质平面图，采场纵断面图，截取天井地质横断面图，供设计使用。

（2） 根据矿体地质条件（矿体产状、矿石品位、分布、硬度、容重、松散系数、矿块地质构造、含水性、粘结

浅孔留矿回采能力表

表 3-6

底部结构	产状要素		采矿方法构成要素						技术参数			每分层回采				矿房回采					每分层作业进度								
	倾角(°)	矿体厚度(m)	阶段高度(m)	矿块长度(m)	矿房长度(m)	底柱(m)	立柱(m)	顶柱(m)	矿石容重(t/m^3)	抵抗线(m)	每一工作面班产量(t)	应采矿量(t)	回采工作面数(个)	回采能力(t)	回采时间(天)	应采矿量(t)	总分层数(个)	总时间(天)	工作面数(个)	工作机台数(台)	作业顺序	1	2	3	4	5	6	7	8
漏斗	64	4	60	52	46	13	6	6	2.7	0.5	50	1430	2	50	8	19400	8	64	2	2	拉槽								
																					水平推进								

浅孔留矿指标汇总表

表 3-7

项目	工作制度		劳动组织							损失率	贫化率	设备工具										效率		
	月工作天数	日工作班数	凿岩工	爆破工	支柱工	采场工	破碎工	维修工	小计			01—30		01—38		01—43		风镐		气腿		工班(t)	凿岩工(t)	台班(t)
												工作	备用	工作	备用	工作	备用	工作	备用	工作	备用			
矿房	25.5	3	2×6	3×2		3×4	3×2			10	5	2×1	1			2×1	1			2×1	1			
顶柱	25.5	1	2×6	3×2			3×2			45	45	2×1	1			2×1	1	1×3	1	2×1	1			
立柱	25.5	1	2×3	3			3×2	3				1	1			1	1			1	1			
全矿块	25.5	3	12	6		12	6	3		18	16	2	1			2	1			2	1			

浅孔留矿法矿山主要技术经济指标表

表 3-8

顺序	矿山	阶段高 m	采区长 m	采区宽 m	分层或分段高 m	间柱宽 m	顶柱高 m	底柱高 m	采准比 m/t	采矿工效 t/工班	出矿强度 t	回采率 %	贫化率 %	大块率 %	主要材料消耗 炸药 kg/t	主要材料消耗 坑木 m³/t
1	×××铁矿	40	50	10		8	5	12	8.2	30	200	90	15	5～10	0.6	0.003
2	××铜矿	40	10～40	1～3		6	3.5	5	66.6	10	120	85	20	30	0.6	0.001
3	××铅锌矿	40	18～100	8～12					30		120～140	99.6	13			
4	×××钨矿	50	30～50	0.8～5	1.3	5～7	3～5	3～5	19.6		60～120		3～10	30～35	0.36	0.002
5	×××钼矿	30～35	30～60	1～10		6～8	6～8	4～6	10～14	4～5	40～90	90～92	5～1	5	0.4	0.002
6	××锡矿	30	30～120				3～4	5～6							0.56	
7	××金矿	30～40	30～100	矿厚		8	3～5	3	90	6.2		96	23.4		0.62	0.0018
8	××磷矿	60	52	4		6	6	13	10.4	8.3	50	90	5			
9	××石棉矿	50	50	2～2.4		6	2	3								

性、夹层分布、顶底盘围岩性质、矿化程度等），选择合理的采准方案，确定采准要素。

（3） 按矿岩特性及运输布置方式，选择矿块天井形式、位置、规格，以及相应的间柱尺寸。

（4） 确定底部结构形式、底柱高度、漏斗数目，绘制采矿方法单体设计纵、横剖面图（如图3-1）。

（5） 根据凿岩机具、待采矿层的特征，确定爆破参数、分层采高、梯段工作面数，并计算分层回采能力。

（6） 根据采准巷道布置，计算各巷道的采准工程量，确定施工顺序和施工方法及安全作业技术规程，编制采准进度计划表。

（7） 确定矿房回采期间的凿岩、放炮、局部放矿、通风、撬顶、采场的工作组织，编制循环图表和技术经济要求，以及生产工艺中的安全作业规程、注意事项等。

（8） 确定矿房的矿柱回收和采场处理方法。

（9） 确定矿房的采准、回采、矿柱回收、放矿等工序的工作组织和各项技术经济指标。

（10） 计算每吨矿石的直接成本。

3.3 浅孔留矿法在不稳固岩层中的应用

由于浅孔留矿法具有工艺简单、效率高、技术经济效果好等特点，故在急倾斜薄及中厚矿体中得到广泛的应用。为了达到顺利放矿、减少贫化的目的，使用浅孔留矿时，要求围岩（特别是顶盘围岩）具有一定的稳固性。如果围岩不太稳固，则会因为片帮、大块造成漏斗堵塞，形成隐蔽空洞，既影响作业的安全，又造成放矿困难而增加损失贫化。故在

急倾斜薄矿脉围岩不够稳固的情况下，为了扩大留矿法的使用范围，必须有效地控制围岩。

3.3.1 留不规则矿柱留矿法

在围岩不稳的局部地段，可留不规则矿柱，用以支撑两帮围岩（图3-17）。此法的缺点是矿柱无法回收，矿石损失量大，且对局部放矿和集中放矿有不利的影响。

3.3.2 横撑支柱留矿法

在矿块回采过程中有规律地架设横撑（点柱或丛柱），如图3-18所示。横撑之间的间隔应尽量对着漏斗口，以利于顺利放矿。此法可基本上消除留矿法因围岩片帮而造成的二次贫化和放矿困难。虽然存在坑木消耗量大、支柱架设工作繁重等缺点，但横撑支柱留矿法对解决围岩不稳问题仍是一种有效的方法，特别是对贵重矿石的回采，有其可取之处。

3.3.3 杆柱留矿法

此法是在顶盘围岩中每隔一定距离安设杆柱，用来锚固围岩，增强围岩的自支撑能力，控制片落，保证顺利放矿（图3-19）。

（1） 钻孔

钻孔设备根据矿层厚度确定。当矿厚大于1.5m时，可用YSP45钻机，当矿厚小于1.5m时，可用Y-24、7655等轻型钻机。采幅太窄时，钻孔工作繁重，工作条件恶化。

杆柱间距视岩层破碎情况，可从1.0×1.0～1.5×1.5m或2×2m。每根杆柱支护面积以1～3m²较为适宜。钻孔深度应保证杆柱末端有一定长度锚固在稳固岩层中。

（2） 杆柱

① 金属杆柱　常用楔缝式杆柱(杆柱直径约25mm)和涨壳式杆柱（有二翼式、四岔式和反涨壳式等多种形式），见图3-20，a、b、c。

② 木杆柱　由于金属杆柱的钢材消耗量大、成本高，我国目前常用木杆柱代替。木杆柱的抗拉、抗弯强度虽比金属杆柱低，服务年限仅1～3年，但也可满足采场的使用要求。木杆柱常用楔缝式，其规格尺寸参见图3-21。杆柱材料可用樟、槐、榆、桑等硬杂木，木质应直、少节无疵病。杆柱安设时应楔紧，托板与岩层面应接触紧密。杆柱末端露出钻孔外的部分不应过长，以免妨碍生产作业和被砸坏。爆破和每循环放矿后均应检查杆柱情况，如有松动应及时处理。

③ 竹杆柱　在我国盛产竹材的南方，也可就地取材，以竹代木。可取青黄色竹杆，杆长圆而匀直，无裂痕腐坏，敲之应清脆有声，结构如图3-22所示。

④ 钢丝绳——水泥杆柱　可利用废旧钢丝绳配以水泥砂浆灌注而成。当采幅很窄时，有其特殊的优点，可以克服杆柱受长度限制使用不便的缺点，这是一种较为经济有效的方法，也可作为采场临时护顶之用（图3-23）。

国内外的生产实践已证明，杆柱留矿法能成功地应用于急倾斜薄矿脉围岩不稳的采场。使用长度适当的杆柱，能增强岩石的承载能力，达到有效地控制围岩、防止片落和解决大块堵塞的问题，从而减少了由此而造成的隐蔽空洞而带来的影响作业安全和难以放矿的困难。目前在国外已发展为对整体不稳固围岩的控制和加固方面，成功地使用了长锚索技术，达到了良好效果（如加拿大、芬兰等国）。我国部分金属矿山的应用也取得了较理想的结果，在因顶板失稳造成难

采的采场回采中，取得了明显的经济效果。

长锚索钻孔可在顶、底板用扇形或平行炮孔布置（如图3-24、图3-25）。钻孔长度视围岩冒落影响深度而定，锚固长度应大于顶板冒落之最大高度。钻孔设备可用YQ-100钻机，孔长可达50m；YGZ-90型，孔长为10～15m；YSP-45为5～6m。钻孔间距视岩层稳定性及节理发育程度而定，对不稳定岩层、节理发育时为1.5×1.5～2×2m；稳定性较好时，可为3×3～4×4m。钻孔直径为钢丝绳直径的2～3倍。钢丝绳可用直径为15～31mm、6×7或6×19去油污的新或废旧钢丝绳，其安装使用如图3-26、图3-27所示。孔中使用灰浆泵压入灰砂比为1:1～1:2的水泥砂浆，水泥标号应大于400号，砂子宜用粒径小于3mm之中粒砂。

为了加固不稳定围岩，扩大留矿法的使用范围，国内不少矿山均作了有益的探索。画眉坳钨矿采用了“高压预注浆”加固法，改善了围岩的物理力学性质，改变了采场的应力场分布，提高了围岩的自支撑能力，使采高提高了25m，回采率提高了45%，矿块回采率达到90.2%。这一方法对解决我国急倾斜薄矿脉，金属、贵重金属围岩松软的难采矿块提高回收率、充分利用资源方面有较好的应用前景。

3.3.4 混合支柱法

图3-28为联合支柱留矿采矿法。用横撑支柱和杆柱混合使用，兼有横撑支柱法和杆柱法的优点。

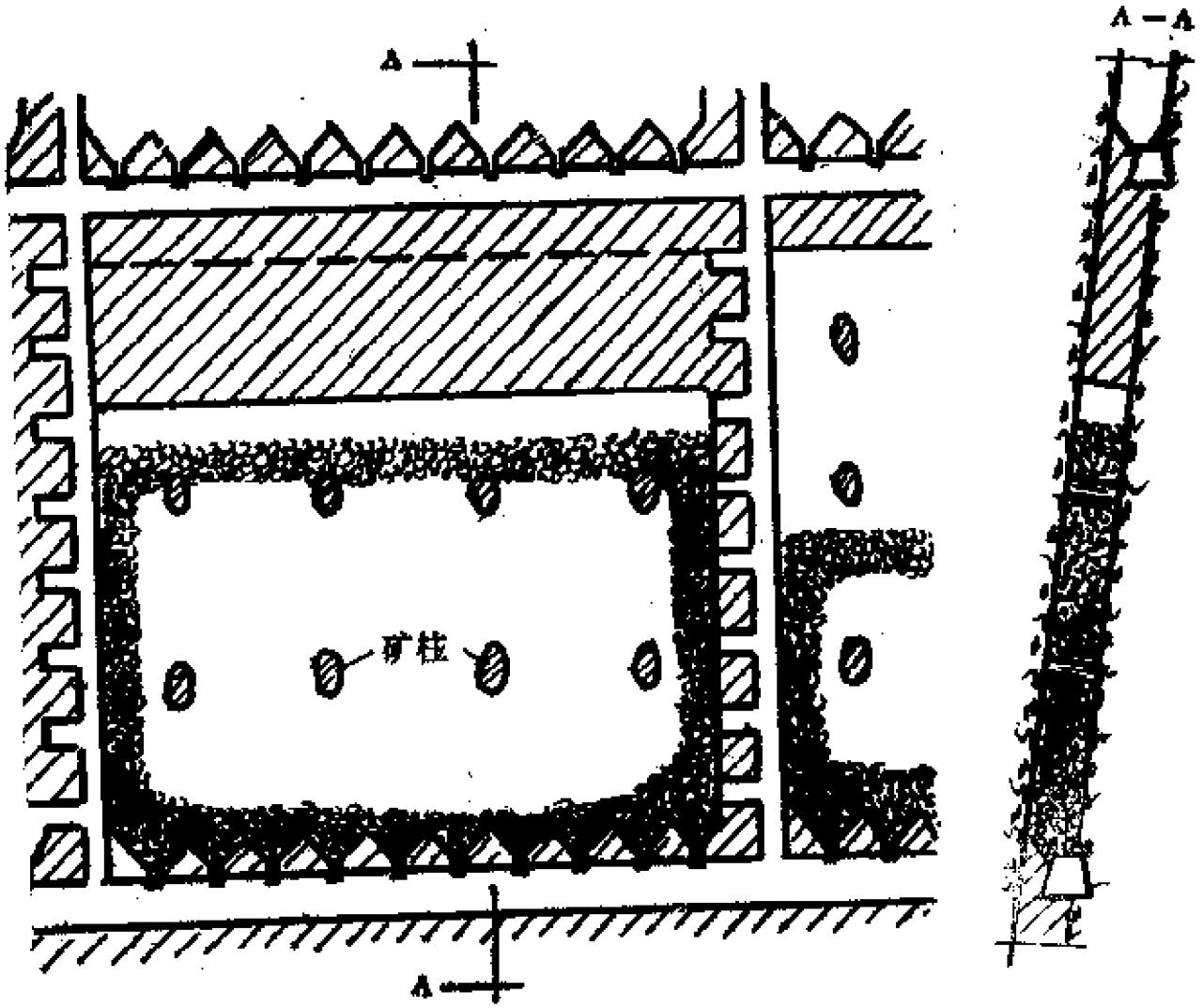


图3-17　留矿柱支撑留矿法

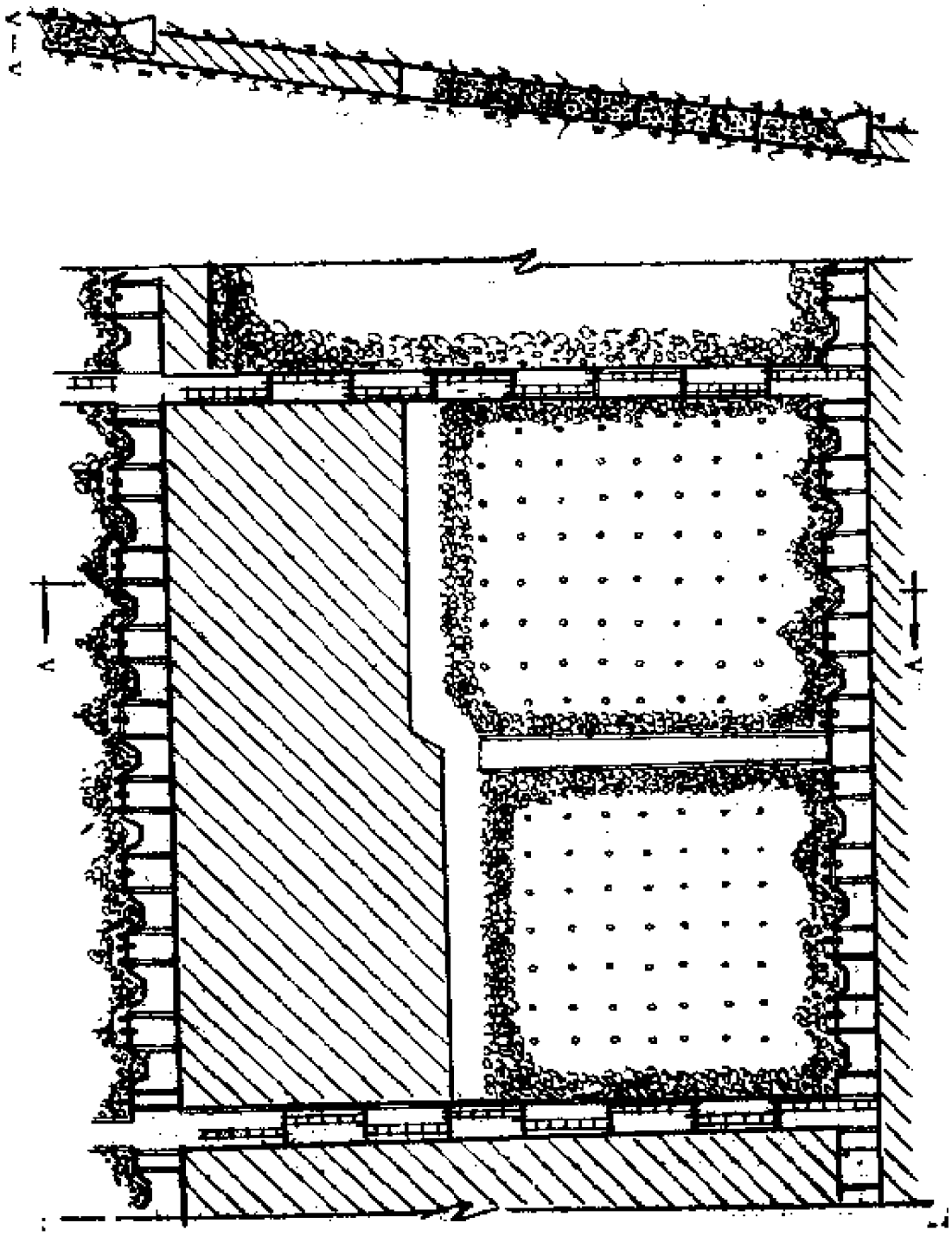


图3-18　横撑支柱留矿法

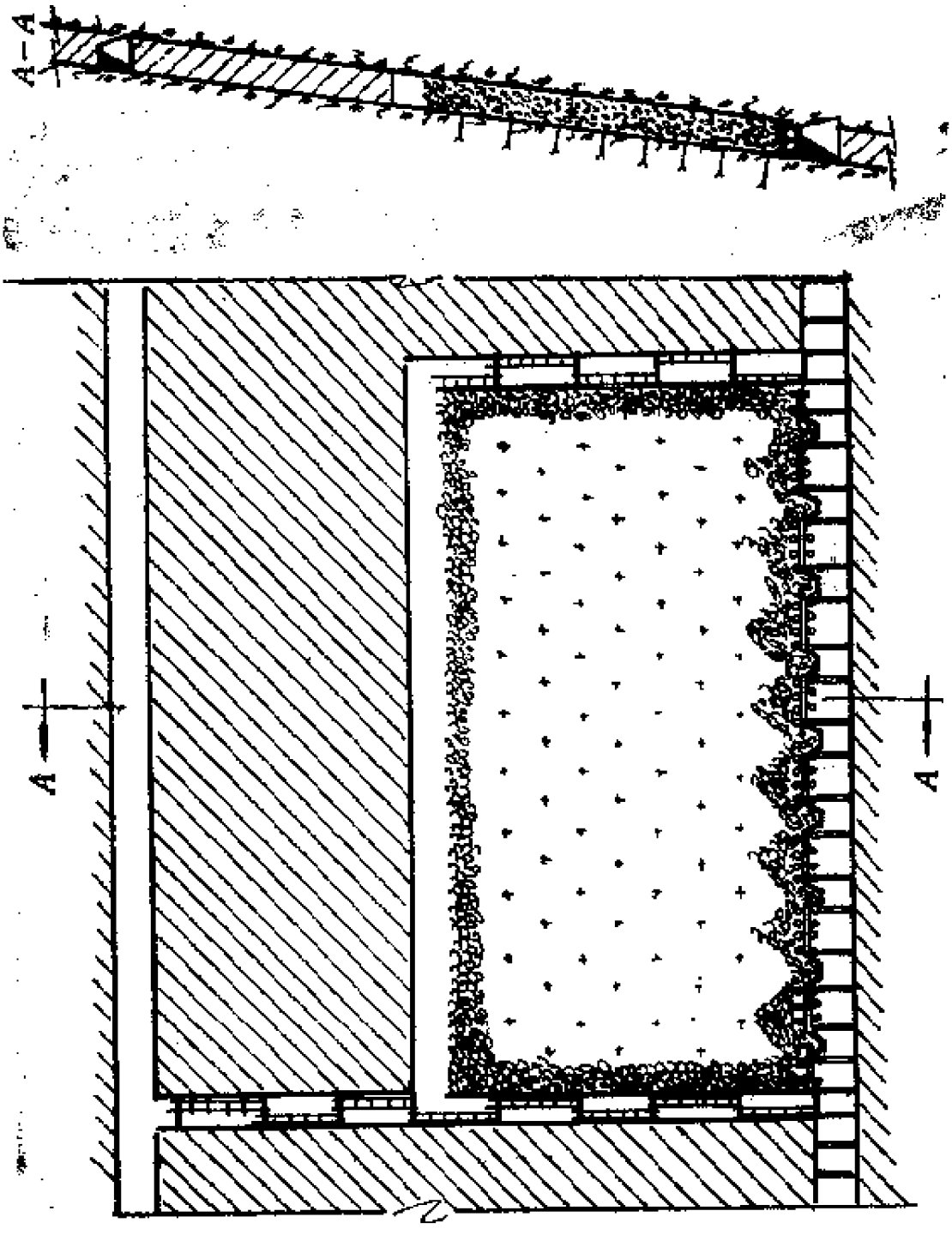


图3-19　杆柱留矿法

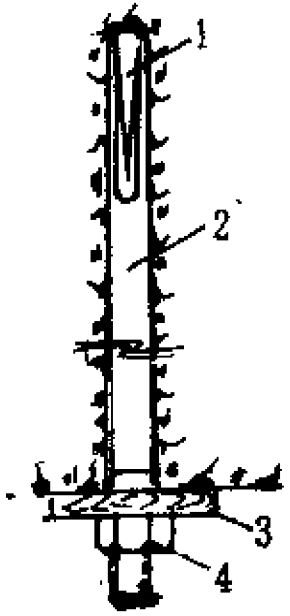


图3-20a　楔缝式杆柱
1.楔子　2.杆体　3.托板
4.螺帽

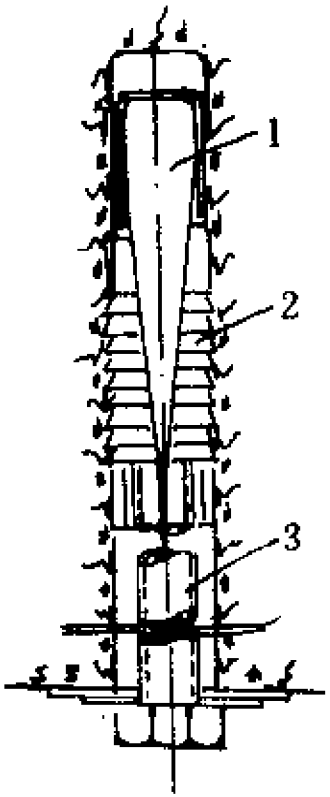


图3-20b　两翼涨壳式杆柱
1.楔形螺母　2.两翼涨壳　3.杆体

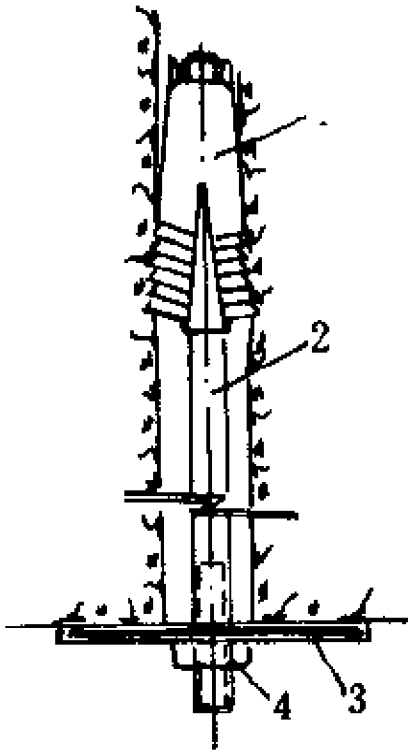


图3-20c　反涨壳式杆柱
1.涨壳　2.杆体　3.托板
4.螺帽

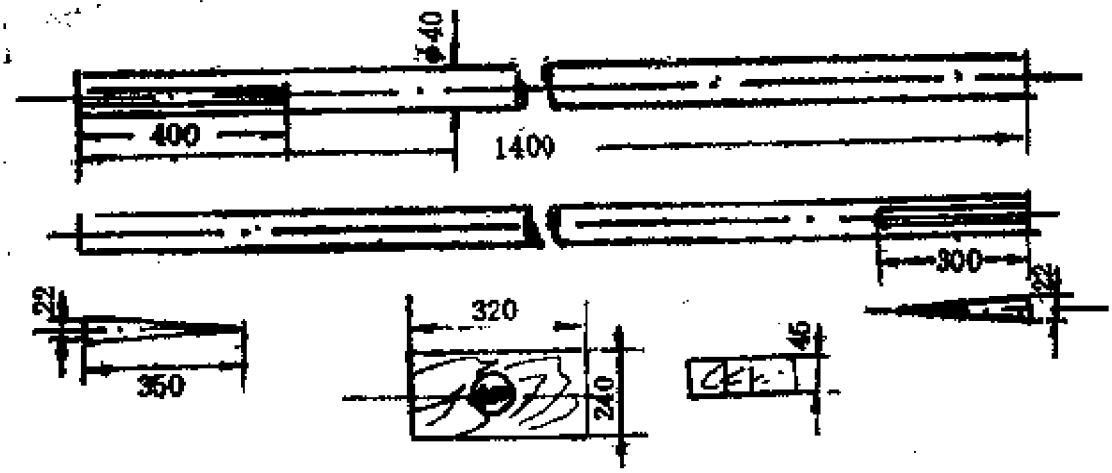


图3-21　木杆柱

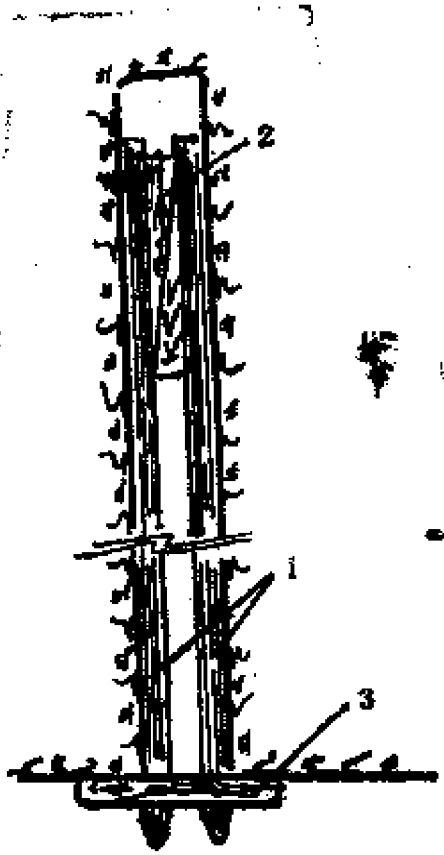


图3-22　竹片式杆柱

1.竹片　2.楔子　3.托板

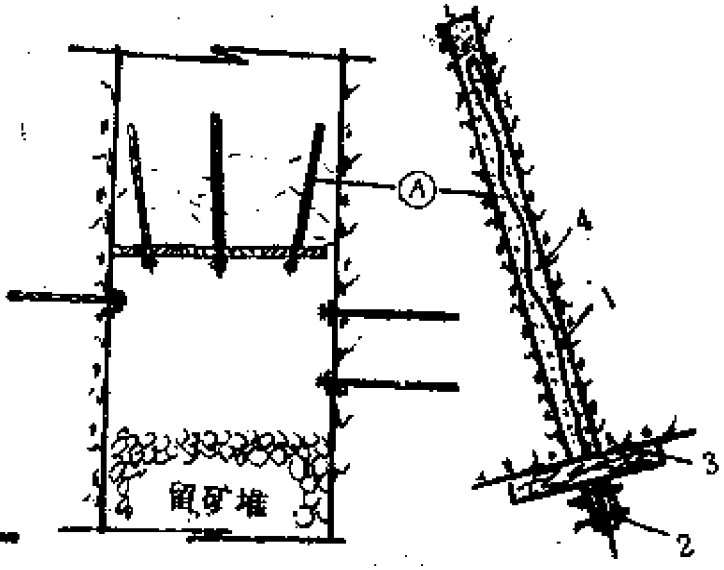


图3-23　水泥砂浆钢绳杆柱

1.钢丝绳　2.卡子　3.托板　4 水泥砂浆

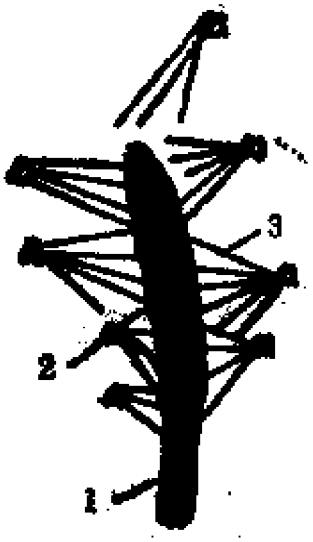


图3-24　长锚索加固上下盘

1.矿体　2.锚索施工巷道　3.长锚索

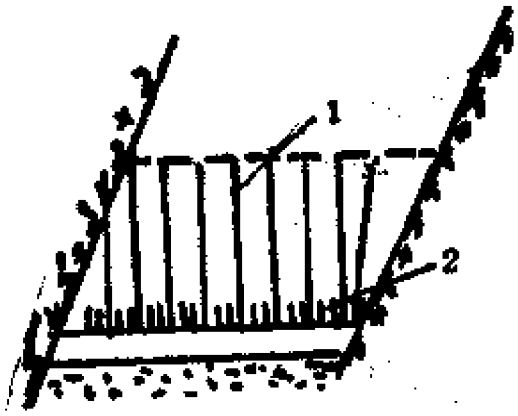


图3-25　长锚索支护采场顶板

1.长锚索　2.短锚杆

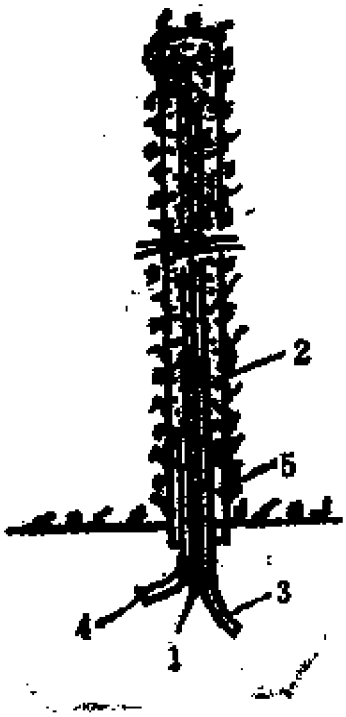


图3-26　普通长锚索结构

1.钢丝绳　2.砂浆　3.排气管

4.注浆管　5.孔塞

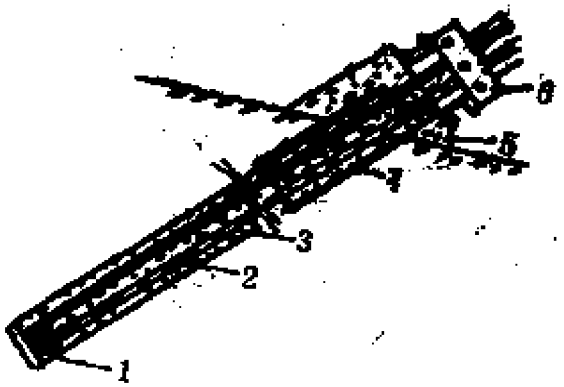


图3-27　预应力长锚索结构

1.钢绳卡　2.钢丝绳　3.砂浆

4.孔塞　5.混凝土墩　6.拉紧装置框架

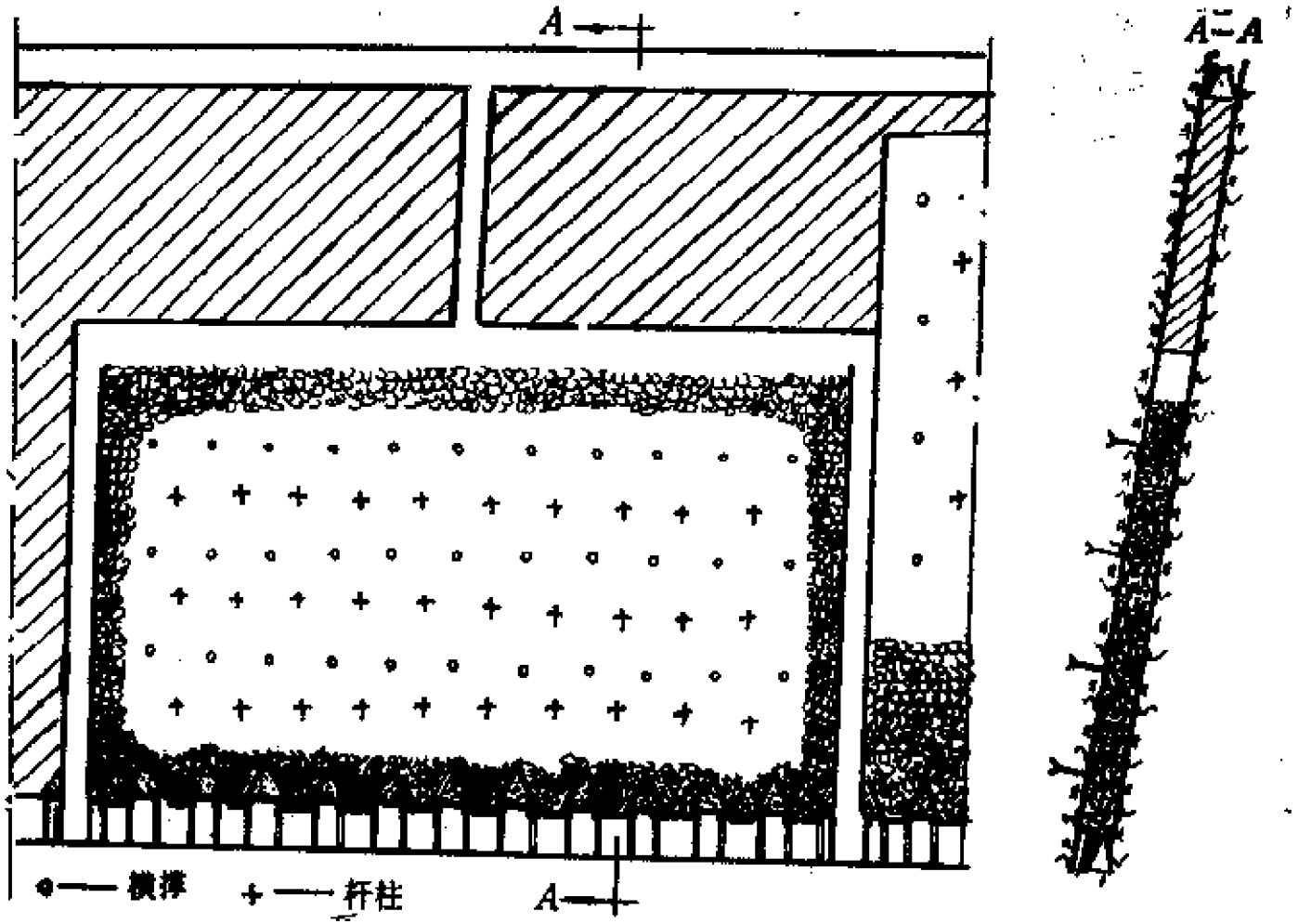


图3-28　联合支柱法

4 留矿采矿法的三级矿量管理

4.1 三级矿量管理的意义和原则

为了保证矿山能持续均衡有计划地生产，按照矿山开采工作准备程度的不同，把矿山生产贮备矿量划分为开拓矿量、采准矿量和备采矿量，称为三级矿量。三级矿量是编制矿山采掘进度计划的主要依据，是衡量矿山实际采掘关系是否协调的重要标志，是实现矿山生产能力的保证。

生产矿山的三级矿量管理，是矿山企业生产管理的重要环节。对“三量”的保有程度，各管理部门应按年度、季度、月份定期进行检查和验收，提出平衡计算原则，作为矿山编制采掘计划（年、季、月）的依据。依此合理地安排开拓、采准、回采、放矿、矿柱回采、空场处理等生产环节，确保采掘比例协调，按照“采掘并举、掘进先行”的原则均衡地组织生产。

4.2 三级矿量的划分

4.2.1 开拓矿量

在井田范围内，已完成了构成完整开拓系统所必须的工程（如井筒、石门、井底车场及峒室、脉外运输大巷、探矿

穿脉巷，以及通风、排水、充填设施等，并进行了编录和采样），在开拓工程所达到的最低水平以上所控制的可采工业储量（包括A＋B＋C级），称为开拓矿量。开拓矿量的保有定额，包括巷道基建时间、安装工程时间和采矿准备时间的总和。

为保护井筒、井下设施、地表河流、运输线路、地面建筑物等所留的安全矿柱，其矿量不能计入开拓矿量，只有废除保护并允许进行回收的那部分矿柱矿量，才可计入开拓矿量。对底柱矿量（一次及二次底柱），均应计入开拓矿量，但应单独计算。

4.2.2 采准矿量

采准矿量是开拓矿量的一部分。当完成了采矿方法所规定的矿块内采准巷道工程量，进行了编录取样和主要安装工程，储量级别达到B级和部分A级时，矿块内所包括的矿量即为采准矿量。对留矿法（深孔、浅孔）则应完成沿脉和穿脉运输巷，矿房的天井、峒室、二次破碎平巷或电耙平巷，二次漏斗、格筛横巷等采准工程，并架设了梯子道、放矿闸门等。

矿块中的顶柱和间柱矿量，如无须进行采准工程时，则可与矿房矿量同时计入采准矿量；如必须进行采矿准备时，应在完成矿柱回采所规定的采准工程后，才可计入采准矿量。二次破碎水平以上的一次底柱，在本中段回采，当其完成回采准备工程时，其矿量即可计入采准矿量。

4.2.3 备采矿量

备采矿量是采准矿量的一部分。在采准矿量的基础上，

全部完成了采矿方法所规定的切割、拉底工程量和矿房内各种管线和放矿设施、耙运设备安装，储量级别达到A级和部分B级，随时可以进行回采时，矿块内的矿量即为备采矿量。对留矿法（深孔、浅孔）应在完成采准巷道的基础上，继续开掘一次漏斗、拉底巷道，完成切割扩帮工程，并进行了取样编录，以及设计所规定的全部安装工程，具备随时回采的条件。

对矿柱矿量，只有当矿房回采已经结束，并按设计做完矿柱回采的切割工程和必要的安装工程，具备回采条件时，才可计为备采矿量。

4.3 三级矿量的保有期限

4.3.1 保有期限范围

地下矿山三级矿量保有期如表4-1所列。生产矿山实际三量关系应视矿床的赋存条件、开拓方式、采矿方法、矿山装备水平和技术工人的水准等具体条件确定。一般按正规采掘顺序，考虑合理的劳动组织、工作制度，以现有掘进能力为依据，加上超前、备用接替量而定。

表 4-1

	保有期限
开拓矿量	3年左右
采准矿量	1年左右
备采矿量	半年左右

对留矿采矿法，备用和采准矿块与回采矿块数之间的关系如表4-2所列。

$$\text{备用系数}\quad K=\frac{\text{备用矿块数}+\text{采准矿块数}}{\text{回采矿块数}}$$

表 4-2

采矿方法	回采矿块	备用矿块	采准矿块	备用系数
留矿法	2	1	2	1.5±

矿床开采条件越复杂，K值应随之相应加大。

4.3.2 保有矿量的确定方法

4.3.2.1 开拓矿量

（1）考虑因素 ①井田的开采顺序；②开拓巷道的使用年限和维护费用，采用的各种规格巷道，既具有一定的先进性，又要切实可行，避免基建巷道超前过多，积压资金。

（2）确定方法

①编制开拓工程进度计划表。

②编制设备安装工程计划表。

③编制典型采场的采准工程量表。

求得实际开拓工程总时间最小保有定额，其最大保有量，由上中段年产量决定的回采速度来确定。当年产量大时，上中段回采速度快，要求下中段尽早投产，则其保有定额就大；如年产量小，上中段回采的时间长，则可放慢下中段的开拓掘进速度，少安排基建工程量。

④统计计算方法

$$Q_1 = LHm_{CP}\gamma(1-n_1)\frac{K_1}{1-K_2} \qquad (4\text{-}1)$$

式中，Q_1——开拓矿量，t；

L——矿体沿走向长度，m；

H——阶段高度，m；

m_{CP}——矿体平均水平厚度，m；

γ——矿石容重，t/m³；

n_1——基建附产系数，%；

K_1——矿石回采率，%；

K_2——矿石贫化率，%。

4.3.2.2 采准矿量和备采矿量

（1）考虑因素 ①矿井与矿块生产能力；②使用的采矿方法；③矿床埋藏条件及矿石围岩稳固程度；④矿体厚度变化对保有矿量的影响；⑤采准布置、施工顺序及进度安排对保有额的影响；⑥在保证采准、回采关系协调的条件下，考虑采准、切割巷道维护量最小、维持时间最短的经济原则。

（2）计算方法

$$Q_2=(H-h)lm_{CP}\gamma(1-n_2)\frac{K_1}{1-K_2} \qquad (4\text{-}2)$$

式中，Q_2——采准矿量，t；

H——阶段高度，m；

h——二次底柱高度，m；

l——矿块长度，m，当间柱进行回采不须进行采准时，l为矿块长度，否则应指矿房长度；

n_2——采准时的附产系数，%；

γ、m_{CP}、K_1、K_2意义同式（4-1）。

$$Q_3=(H-h)lm_{CP}\gamma(1-n_3)\frac{K_1}{1-K_2} \qquad (4\text{-}3)$$

式中，Q_3——备采矿量，t；

n_3——切割附产系数，%；

其余符号同前。

4.3.2.3 浅孔留矿法采准、切割矿量求法

（1）列出采矿技术条件，如表4-3；

（2）列出采准、切割工程量，如表4-4；

（3）计算采准、切割能力，如表4-5；

（4）按工作组织核定的采准保有额，如表4-6，其采准保有期核定为8个月，备采矿量保有定额为3个月。

采矿技术条件 表4-3

矿体厚度 m	中段高度 m	矿块长度 m	矿房长度 m	间柱宽度 m	顶柱高度 m	底柱高度 m	漏斗间距 m	矿石容重 t/m³

采准、切割工程量 表4-4

顺序	巷道名称	矿块中的巷道数目	长度(m)		巷道断面 (m^2)	巷道容积 (m^3)	备注	
			一条巷道长(m)	总长(m)				
1	天井						采准巷道	
2	峒室							
3	二次漏斗							
4	二次破碎							
5	横巷							
6	一次漏斗						切割巷道	
7	拉底巷道							
8	切割							

采准、切割能力

表 4-5

顺序	巷道名称	掘进能力		掘进速度	需要掘进时间（月）	备注
		m/台班 m^3/台班	日工作台班数	m/月 m^3/月		
1	天井	——		——		部分交叉作业
2	峒室	——		——		
3	一次漏斗	——		——		平行作业
4	二次破碎	——		——		
5	横巷	——		——		
6	二次漏斗	——		——		
7	拉底巷面	——		——		
8	切割	——		——		

表 4-6

顺序	巷道名称	掘进顺序和时间（月）												备注		
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12			
1	天井	▨	▨	▨	▨									采准矿量保有定额（8月）		
2	硐室				▨	▨										
3	一次溜斗				▨											
4	二次破碎				▨	▨										
5	横巷					▨										
6	二次溜斗					▨	▨	▨								
7	拉底坑道							▨	▨							
8	切割								▨							

定额（3月）备采矿量保有

4.4 三级矿量的管理工作

三量管理是保证矿山企业正常均衡生产的重要前提，是矿山企业技术管理、计划管理和生产管理的基础资料。各管理部门应有明确分工，并由专人负责。

4.4.1 生产技术科（室）

指定采矿专业人员负责矿山三量计划的制定与平衡工作。在年度计划，季度、月份技术设计和作业计划中，按采矿方法所占比例，分矿块做好采准、切割准备工作，进行各级矿量的平衡，督促有关部门按计划执行，按要求施工，随时提出采掘关系状况，并分析原因，供修订计划时参考。

4.4.2 地质测量科（室）

做好施工监督和统计计算工作。随着基建、开拓、采准、切割工程的进行，按年、季、月统计绘图填表，提供正确的资料，供各部门使用和参考。

4.4.3 矿山车间

按照各期采掘设计和生产作业计划，做好各项工艺管理工作，按计划组织生产，确保三量关系的平衡与落实。

在生产出现不正常状态时，如地质条件突变，因主、客观因素影响不能按计划执行，应及时向主管部门反映，拟定调整方案。对矿量的升级和降级应分析原因，专题上报。

5 留矿采矿法在国内外的应用

留矿采矿法虽有工艺简单、适用范围广等一系列优点，但也存在机械化程度低，积压流动资金等缺点。国外矿山已逐步缩小留矿法的使用比重，用其它高效率的采矿方法替代，如美国、加拿大、日本、瑞典等国，金属矿山使用留矿采矿法的比重，仅占2～3%。苏联开采急倾斜薄矿脉，过去主要用留矿法和分层充填法，随着自行设备的广泛采用，充填法的比重显著增加。在我国，由于急倾斜薄矿体和小矿体采矿量的比重较大，目前留矿法仍保持相当大的比率。

5.1 留矿法在国外应用的典型实例

5.1.1 墨西哥Tayaltita金银矿

Tayaltita金银矿位于墨西哥多伦哥州马德拉山脉的圣·路易斯矿区，为浅成热液裂隙矿脉。年产银55000kg（177万啊），金1000kg（3 2万啊）。矿石含银425g/t（12.4啊/短吨），含金6g/t（0.17啊/短吨）（注：1啊＝31 103g，1短吨＝0 907t）。

该矿采用平峒开拓，在25水平，开凿长4.4km（2.73英里）的Tayaltita平峒，直达Arana柱状富矿体，然后用暗井连接各开采水平，开拓系统见图5-1所示。矿脉厚度从几厘米到几十米不等。矿石主要为辉银矿和金银矿，脉石为石

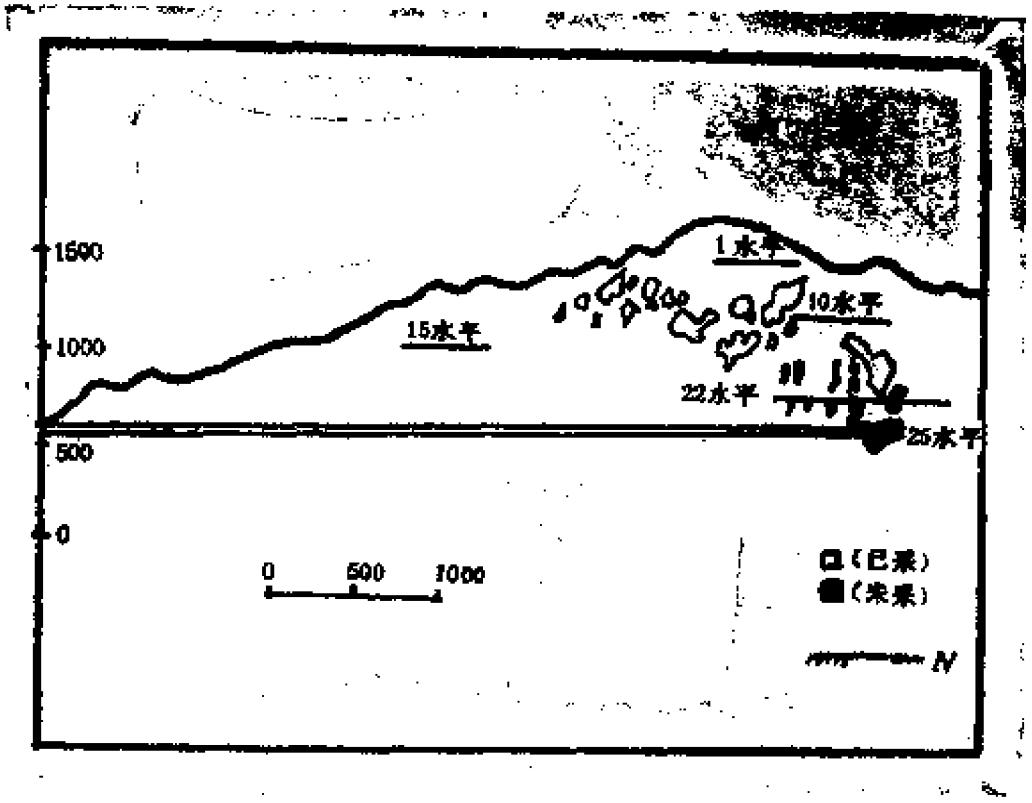


图5-1 Tayaltita矿平峒开拓系统

英、方解石、蔷薇辉石或火成岩碎屑。开采水平间距为65m（213英尺）（注：1m = 3.28英尺）。

采矿方法使用留矿法和充填法，其中留矿法占矿石产量的70%左右。在一个柱状富矿体中，采场常用小矿房法。典型留矿法的矿房长25m（82英尺），宽1.5m（5英尺），使用无轨运输系统，用装—运—卸联合的LHD设备运输，图5-2为其采准布置回采方案图。

采准工作先沿底板开凿脉外平巷，再每隔一定间距掘装矿斜巷，经反漏斗与采场切割相通。采场一端设人行道和管子道，随着采场的升高而加高，并用木材支护与矿石相隔。在矿体中部开凿第二条人行道，直通上平巷，作通风行人之用。

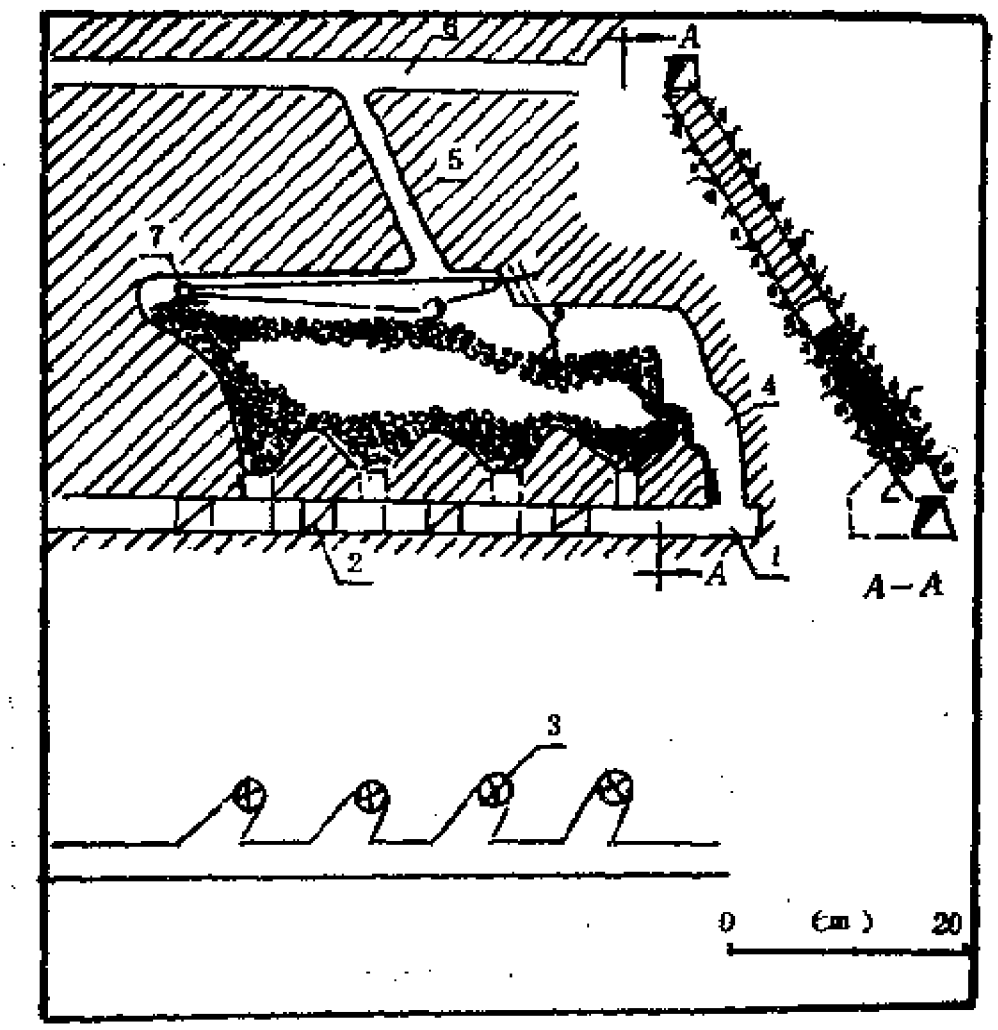


图5-2　使用LHD出矿留矿法典型方案

1.沿脉平巷　2.出矿巷　3.反漏斗　4.人行道
5.通风、行人道　6.上平巷　7.双滚筒耙矿机

由于矿脉窄，采场使用向上式钻孔崩矿。爆落矿石的平场工作，由一台双滚筒耙矿机进行。在出矿平巷用LHD装运机出矿。在采场中为了探明合乎要求的富矿包裹体，和了解分支矿脉或裂隙情况，每隔1.5m用炮孔取样。矿房技术经济指标如表5-1所示。

Tayaltita 矿房技术经济指标　　表 5-1

采矿方法	产量 t	回采效率 t/工班	凿岩爆破量 t/班	回采直接成本 美元/t
留矿法	80630 (88897短吨)	4.7 (5.2短吨/工班)	23.4 (25.8短吨/班)	2.62 (2.38美元/短吨)

5.1.2 英柯股份有限公司（Inco Lta's）所属柯林山矿（Crean Hill mine）

该矿山使用留矿法采出的矿石占总产量的17%，主要用于矿脉较窄的不规则矿体，最大宽度为13m，最小宽度为5m，矿体倾角大于60°。

采准方案有两种。一种如图5-3所示，使用脉外出矿平巷、用LHD装矿机的无轨运输系统。矿房长45m，高60m，顶柱高12m。首先在距矿体底板11.5m处沿走向掘一脉外运输平巷，然后每隔一定距离开凿斜向出矿平巷，断面尺寸视出矿设备类型而定，当使用ST-4型时，断面为4.6×4.1m，当使用ST-2型时，断面为3.8×3.6m，并要保证能安设通风管道。放矿口尺寸为3.9×2.9m。天井布置在矿房一侧，天井断面为2.3×3m。拉底工作在距平巷顶3m处进行。

另一种采准方案为带有耙矿运输巷道的采准布置方案，如图5-4所示。电耙硐室布置在矿体中间，在运输平巷上部2.3m，掘进断面为2.3×2.3m，在矿柱中部掘进天井，由人行峒室进入采场。

留矿法采场采用两人工作队，由工长、凿岩工各1名组成，并兼作顶板锚杆支护等工作。采场采用气腿式凿岩机，

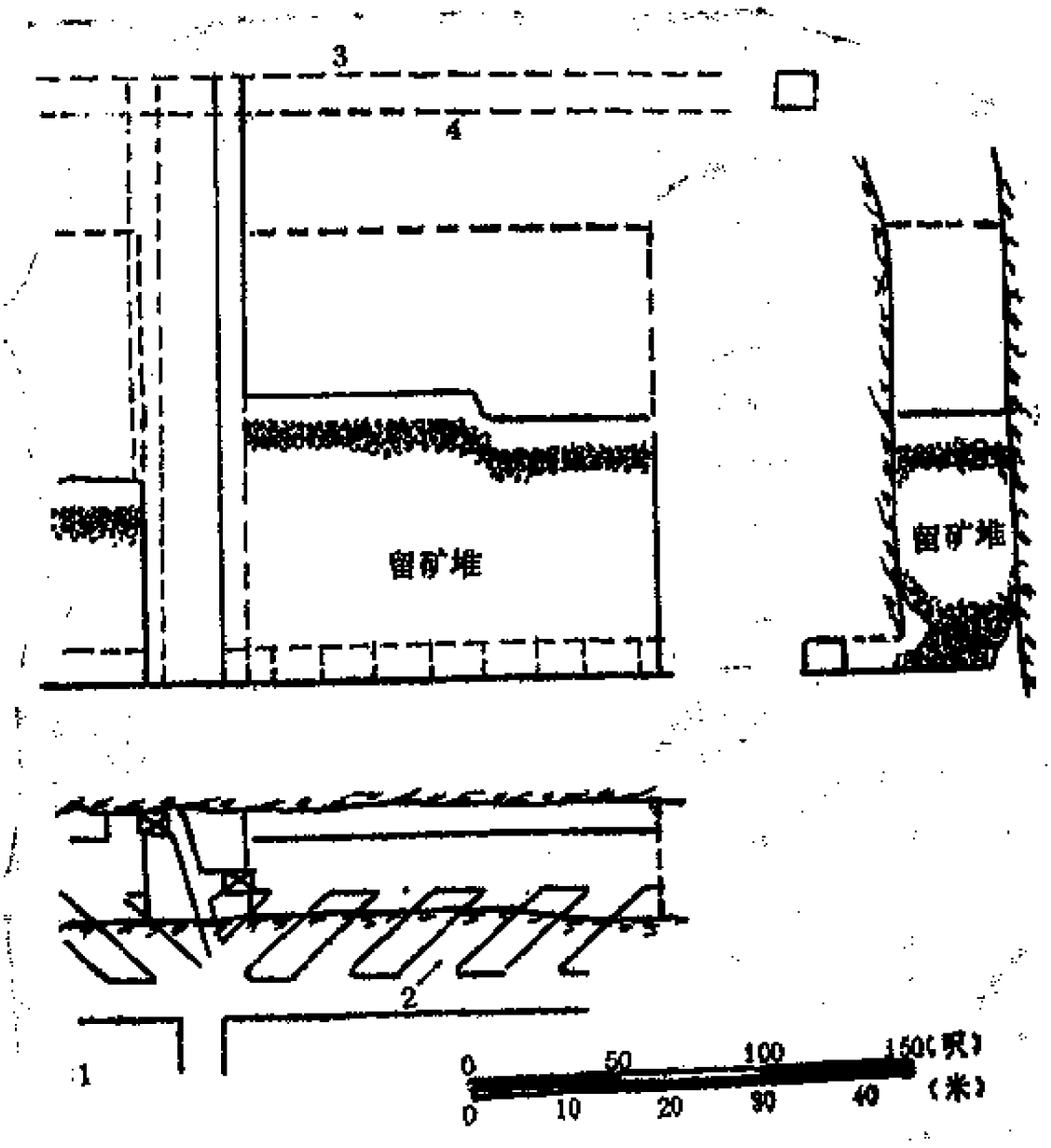


图5-3　使用LHD开采的留矿法

1.运输平巷　　2.出矿平巷　　3.天井　　4.顶柱

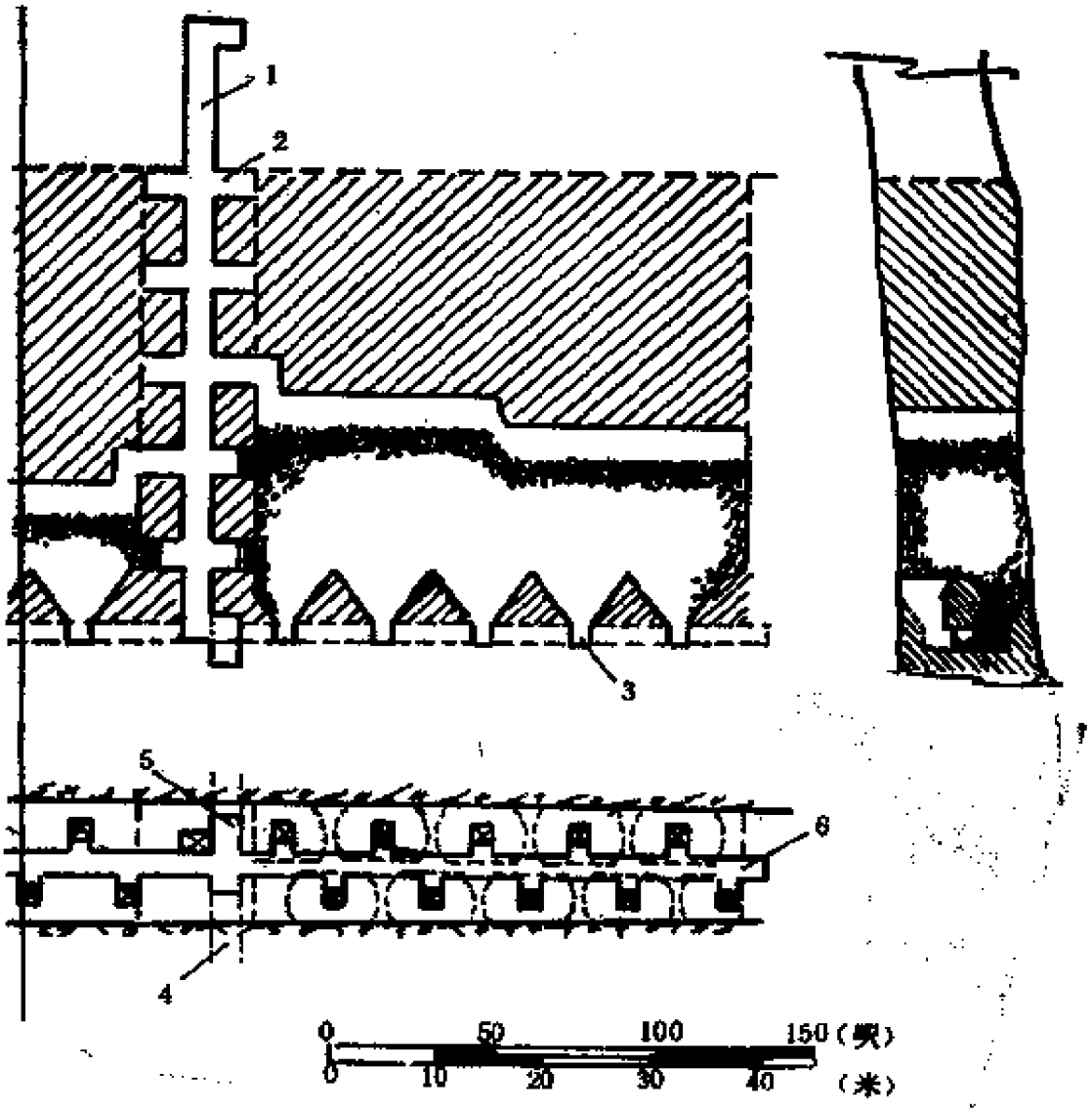


图5-4　带耙矿堑沟的留矿法

1.天井　　2.进路平巷　　3.漏口

4.运输平巷　　5.联络道　　6.电耙堑沟

炮孔布置如图5-5所示，水平眼距为1.3m，垂直眼距为490mm，使用铵油炸药爆破。

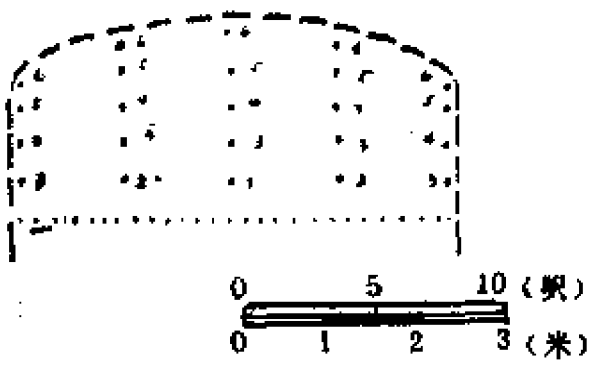


图5-5 采矿面炮孔布置方式
1—2—3—4—5—6 爆破顺序

Crean Hill矿的留矿法平均日产量为1723t，采场工作队凿岩爆破每人班为42.1t，个别采场达96.2t。电耙出矿量68t/人班（包括耙运、有轨运输和二次破碎），LHD装矿效率使用ST-2型为181.4t/人班，使用ST-4型为290.2t/人班。

5.1.3 其它留矿法采准方案

图5-6为无底柱结构的留矿法。该留矿法矿块长度为76～91m（250～300英尺），段高为61m（200英尺），在底板开凿断面为3×3m的无轨支巷，开掘长度为9m的横巷直达矿体，横巷间距为7.6m。

图5-7为带中间耙矿平巷和漏斗放矿的留矿采矿法。

近几年，苏联改进留矿法在薄矿脉中的应用，成功地使用了单轨配套设备（KOB-25型回采机组、KJIB-6型掘进机组和ПВ-1000型辅助提升机），显著地提高了脉状矿床的开采效率、机械化水平和作业的安全性，开创了引人注目的前景。

单轨配套设备留矿法，其采准、切割工作与普通留矿法基本相同，仅须多掘进供单轨设备进行凿岩和落矿用的天井，如图5-8所示。工作面的生产循环工作组织，包括在凿岩天

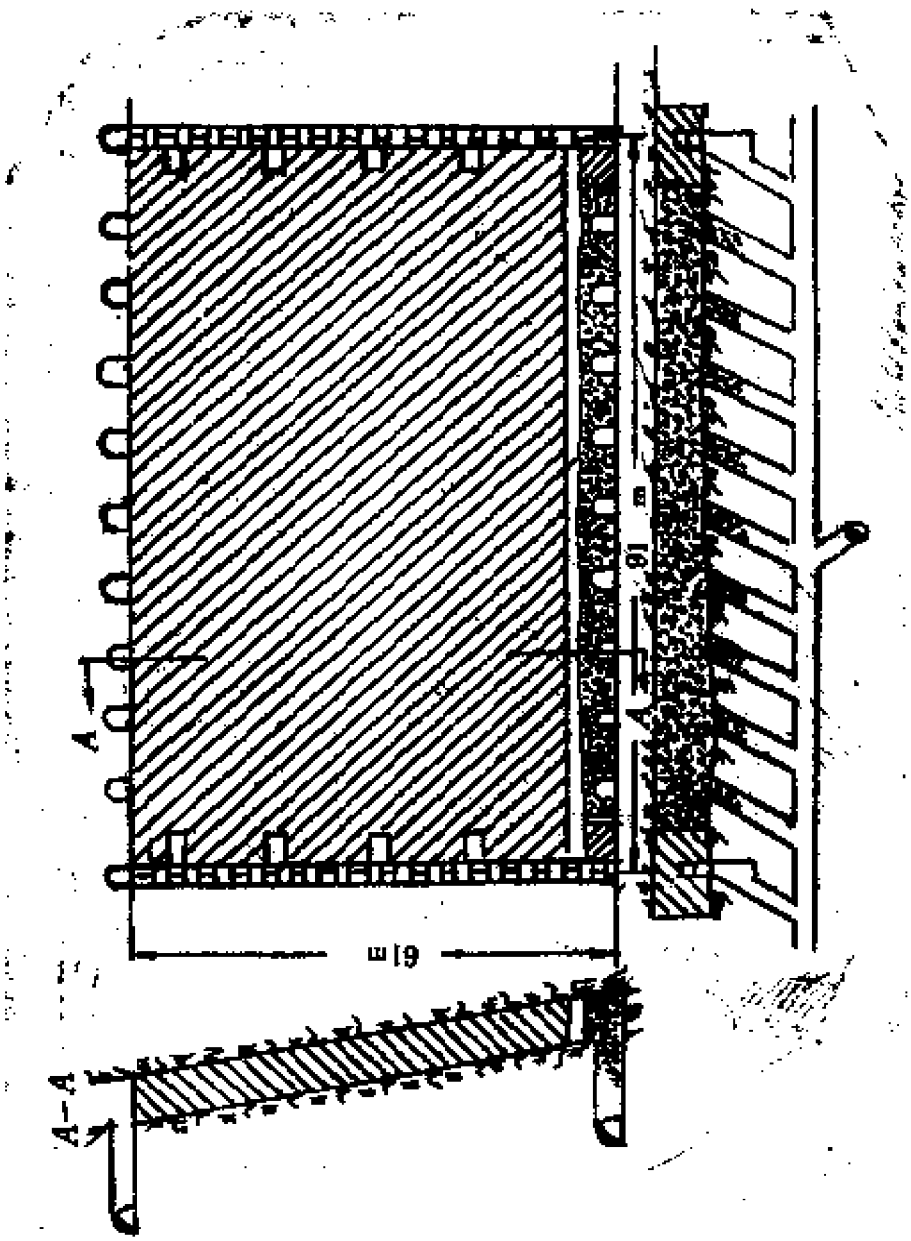


图5-6 无底柱装矿横巷的留矿法

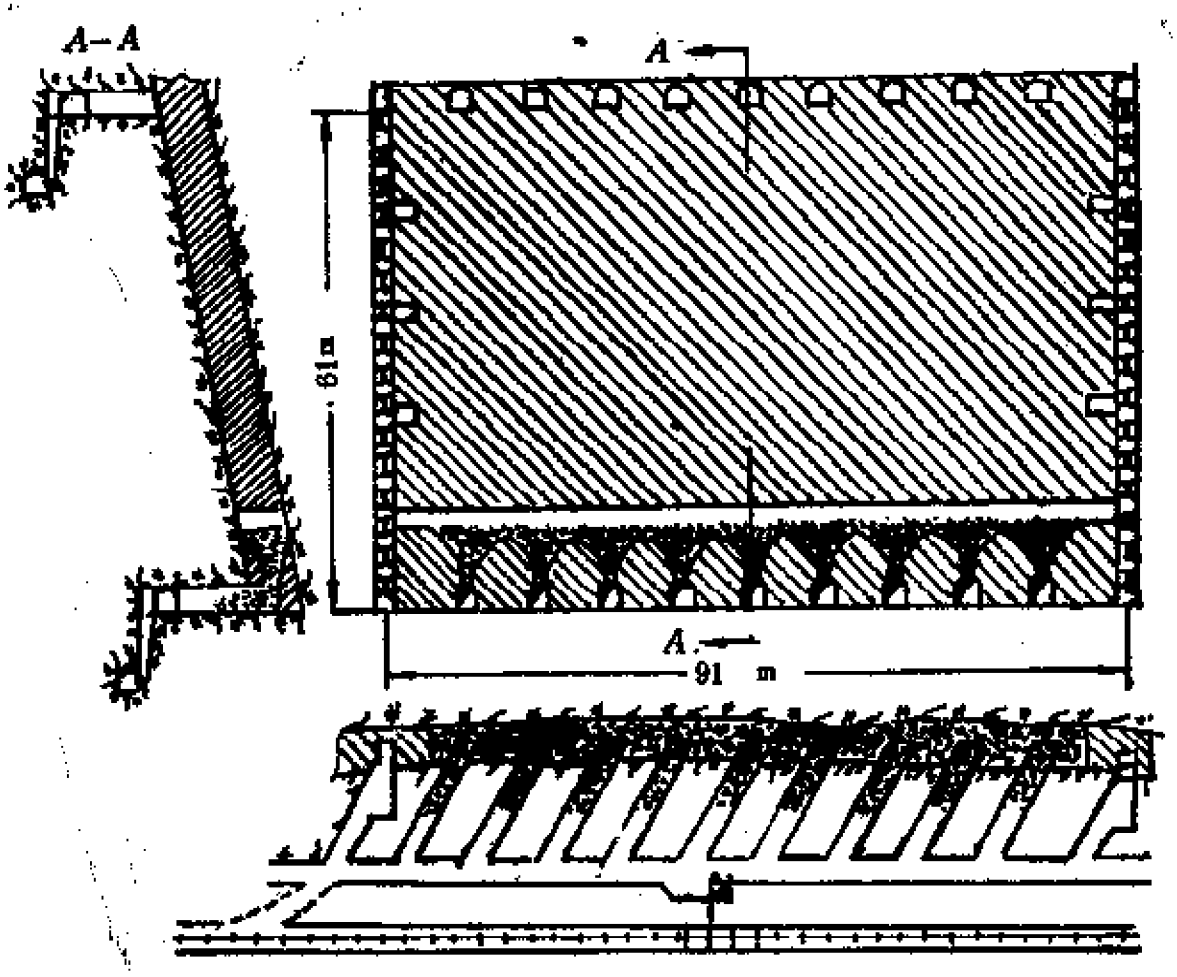


图5-7　带中间耙矿平巷和漏斗放矿的留矿法

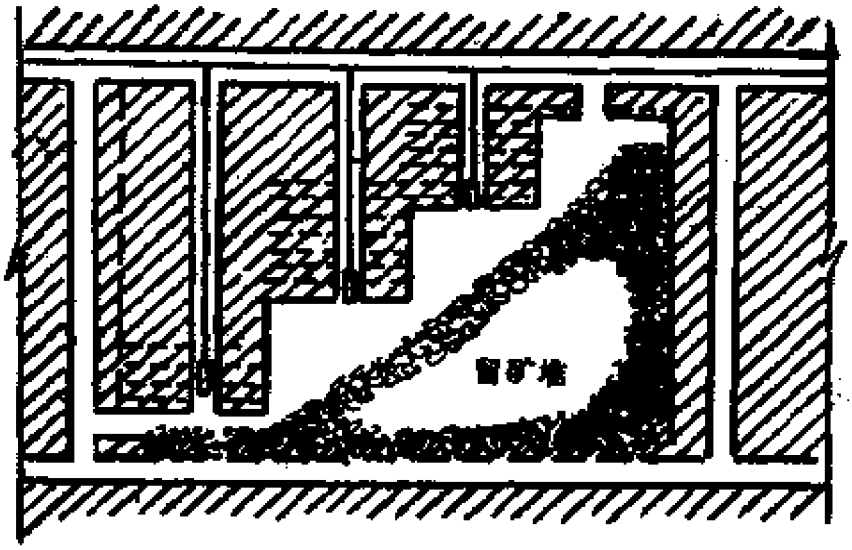


图5-8　单轨掘进一回采配套设备在薄矿脉梯段工作面留矿法中的应用

表 5-2

	指　　标	单位	留矿采矿法
			使用 KOB-25 型机组
1	劳动量：	工班/m	
	凿　岩		0.8231
	爆　破		0.043
	出　矿		0.071
	安装拆卸单轨及辅助作业		0.0028
2	工作面工人劳动生产率	m^3/工班	9.88
3	单位切割工作的劳动量	m^3/工班	0.027
4	工人劳动生产率	m^3/工班	7.8
5	工作面机械化水平	%	79

井内钻凿炮孔和随之进行的爆破工作。采场内有数台KOB-25型回采机组同时作业，其数量等于天井的数目，凿岩时间约需一个班。当围岩不太稳固时，可采用梯段工作面进行回采，使在回采期内留部分爆落矿堆支撑围岩。此法可以在落矿过程中进行集中放矿，并改善了采场的通风条件。使用单轨配套设备留矿法的技术经济指标如表5-2所列。利用新型机械化设备掘进天井和落矿，可提高劳动生产率30～50%，工人的非机械化劳动量可减少三分之二。

综上所述，目前国外大力推广采用机动性能强、出矿能力大的LHD无轨运输系统，从而简化了底部结构，减少了放矿堵塞现象，有利于提高留矿法的采矿生产能力，值得我国借鉴。

5.2 留矿法在我国的应用

我国留矿采矿法的应用，以金属矿山特别是有色金属矿山比重较大，1981年约占37%，其中尤以金矿开采比重最大，达43%，化工矿山次之，占矿点数的18.7%，占产量的16.9%（参阅表5-3、表5-4、表5-5）。建材非金属矿山使用较少，仅在部分石棉、云母、萤石等矿山使用。

用留矿法开采的矿床类型从火成岩类到变质岩和沉积岩类均有。矿体倾角多数为急倾斜，少数为倾斜和缓倾斜矿体。矿体厚度由薄矿脉直至中厚以上矿体。

5.2.1 留矿法在化工矿山的应用

化工矿山使用留矿法开采磷灰石、硫铁矿、硼、矾等矿

我国有色金属矿山采矿方法比重（%）　　表 5-3

采矿方法名称	年份				国外五国	备注
	1955	1960	1971	1981		
留矿法	43.4	51.7	40.0	37.0	2.0	国外五国包括：美国、加拿大、瑞典、法国、日本。
空场法	5.5	24.0	29.4	14.0	48.0	
崩落法	/	12.8	26.0	36.0	32.5	
充填法	51.1	11.5	4.5	10.0	15.2	
其它	/		0.1	3.0	2.3	

我国黄金矿山采矿法比例　　表 5-4

采矿方法	比例(%)
充填法	30
空场法	25
留矿法	43
其它	2

我国化工矿山地下采矿法比例　表 5-5

采矿方法	按产量%	按矿点数%
空场法	59.5	71.4
其中，全面采矿法	1.0	2.9
房柱采矿法	23.1	29.8
底盘漏斗采矿法	4.4	2.1
分段采矿法	11.2	10.8
留矿采矿法	16.9	18.7
其它	2.9	7.1
崩落采矿法	39.7	26.8
其中，壁式崩落采矿法	3.6	5.2
无底柱崩落采矿法	21.1	16.5
有底柱崩落采矿法	11.0	3.7
其它	4.0	1.4
充填采矿法	0.8	1.8

床。较典型的矿山是江苏锦屏磷矿。该矿使用留矿法开采磷灰石有着较长的历史和经验，所使用的采矿方法有浅孔留矿法、深孔留矿法，以及组合开采法等多种方案。

该矿属前震旦纪沉积型变质磷块岩矿床，矿山以中山无

矿带为界，分为东山、西山两个矿区。矿体构造复杂，呈透镜状产出。东山矿体走向NE45°～70°，倾向SE，矿体长1012m，厚2～50m，多为中厚以上矿体，倾角40°～75°。矿石类型为单一细粒磷块岩，中等稳固，矿石容重2.7t/m³，f＝6～10。

矿体直接顶板、底板均为云母片岩和大理岩。运输巷道布置采用脉内布置和脉内脉外结合的两种方案。矿体厚度小于15m时，沿底板布置一条脉内运输巷。矿体厚度大于15m时，可再在矿体底板内加一条沿脉运输巷，脉内脉外相距20～30m，用联络道连通。如果是特厚矿体（40～50m），在矿体厚度的中部再加一条脉内运输巷。

该矿使用的浅孔留矿法是漏斗结构的典型方案；深孔留矿法的标准方案如图5-9所示。此方案使用01-38中深孔钻机时，阶段高度为60m，采场长度29m，间柱宽8m，底柱高13m，顶柱高6m，漏斗间距为6m，矿体倾角大于65°～70°，天井位于矿体中部。当采用YQ-100潜孔钻机时深孔留矿的矿房结构如图5-10所示，阶段高度为60m，采场长50m，矿房间柱宽12m，天井沿底盘布置。凿岩峒室三分之一在下盘围岩中，以便掌握沿矿体边界布置的深孔，减少矿石的损失和贫化。采场布置三条垂直走向的电耙巷道。炮孔布置以扇形为主，以便减少凿岩峒室的采准工程量。其它还有平行——扇形深孔的联合开采方案等。

该矿为解决因矿房顶板地压较大、凿岩时间过长而引起顶板塌落的问题，把钻深孔、崩矿由原来的平行作业，改为先逐层钻孔集中崩矿的回采方法，从而较好地控制了采场地压，使矿石的损失率降低至8.09%，贫化率仅2.63%，取得了较好的效果，平均月出矿量达4.4万吨。

其它化工矿山使用留矿法的典型实例技术经济效果见表5-6所示。

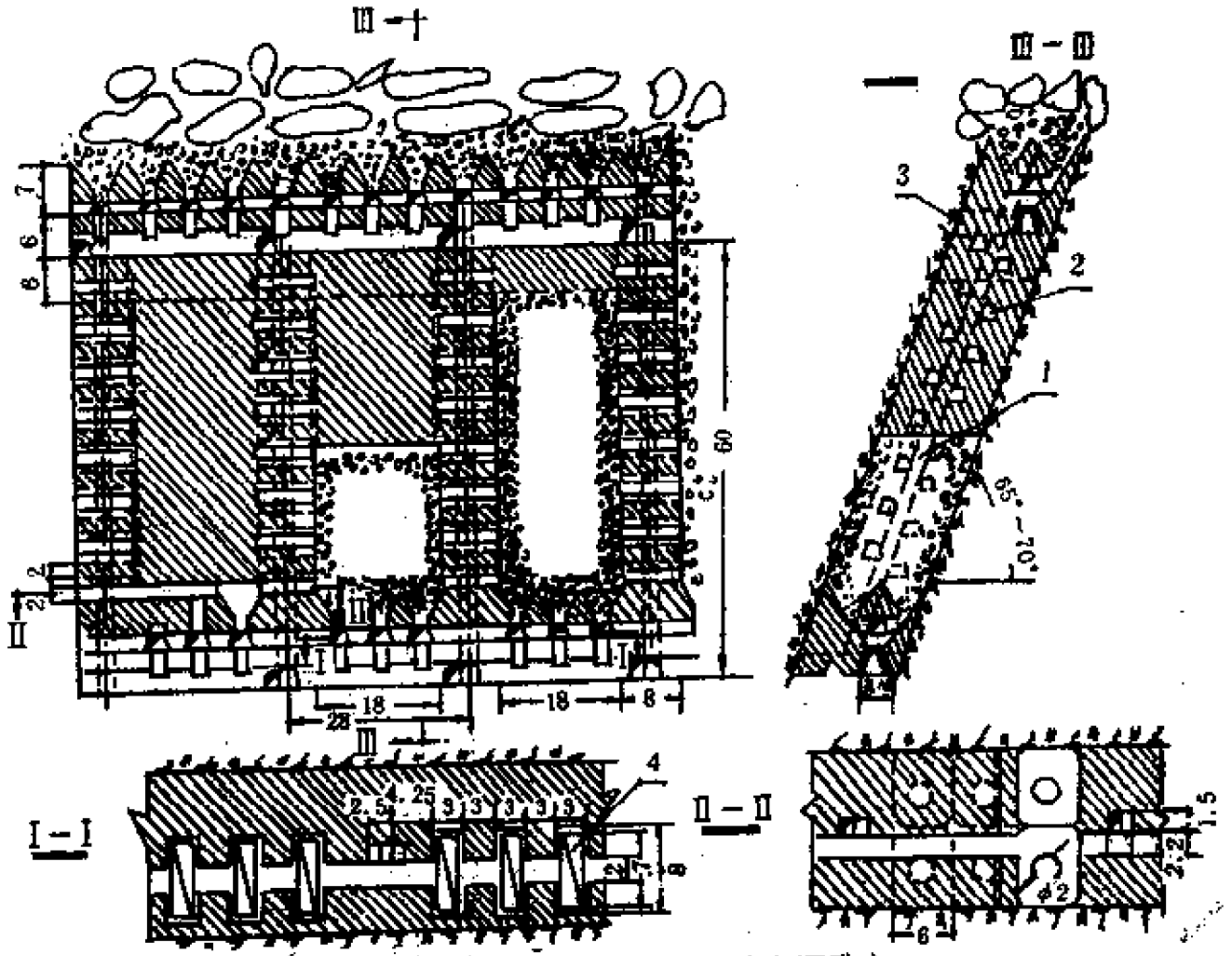
5.2.2 留矿法在建材非金属矿山的应用

在石棉、云母、金刚石、萤石等矿山，均使用过留矿法。由于多数是中厚以下矿体，故以浅孔留矿法为主。

双江口萤石矿为以低温为主的中低温热液矿床。矿体位于北东东向大破碎带中，矿体走向NE60°～70°，倾向SE，倾角70°，矿体分布如图5-11所示。矿体围岩为中细粒黑云母花岗岩，矿体及上下盘稳固，f = 8～12，局部地段因受断层构造影响，不稳固。矿体走向长1200m。矿区共分7个矿体，以Ⅴ、Ⅵ两矿体为主，呈大透镜产出，矿体厚度1～17m，平均厚度为5.9m。

该矿采用浅孔留矿法，阶段高为30m，这主要是考虑了矿体的勘探程度（勘探网度为100×100m），以及局部地段受次生断层影响使矿岩不稳固等因素。矿块长度取决于矿石和围岩的稳固程度、矿体的厚度和倾角。中厚矿体矿块长度通常取50～70m，薄矿体时为60～110m。中厚矿体矿房中有时留有不规则永久横撑矿柱（见图5-12），用以支撑两帮围岩，矿柱直径为3m，此时可将矿块尺寸增大到110m。对中厚以下矿体，矿块宽度为矿体厚度。不留间柱，只留顶、底柱，顶柱高2.5～3m，底柱高为5～6m。

矿房回采工作自下而上用分层梯段工作面逐层进行，用7655型钻机打向上斜孔，角度为70°～75°，分层采高为1.5～1.6m，炮孔间距1～1.2m，梅花形交错布置。使用硝铵炸药、导火索、火雷管起爆。每次局部放矿量为爆破量的1/3左右。该矿的技术经济指标如表5-7所列。


Ⅲ－Ⅲ
Ⅲ－Ⅲ
Ⅱ－Ⅱ
Ⅰ－Ⅰ
1
2
3
4
60
18
18
8
28
2.5
4.25
3
3
3
3
3
2
1.5
2.2
φ2
6
8
8
2
2
6
6
1
1
1

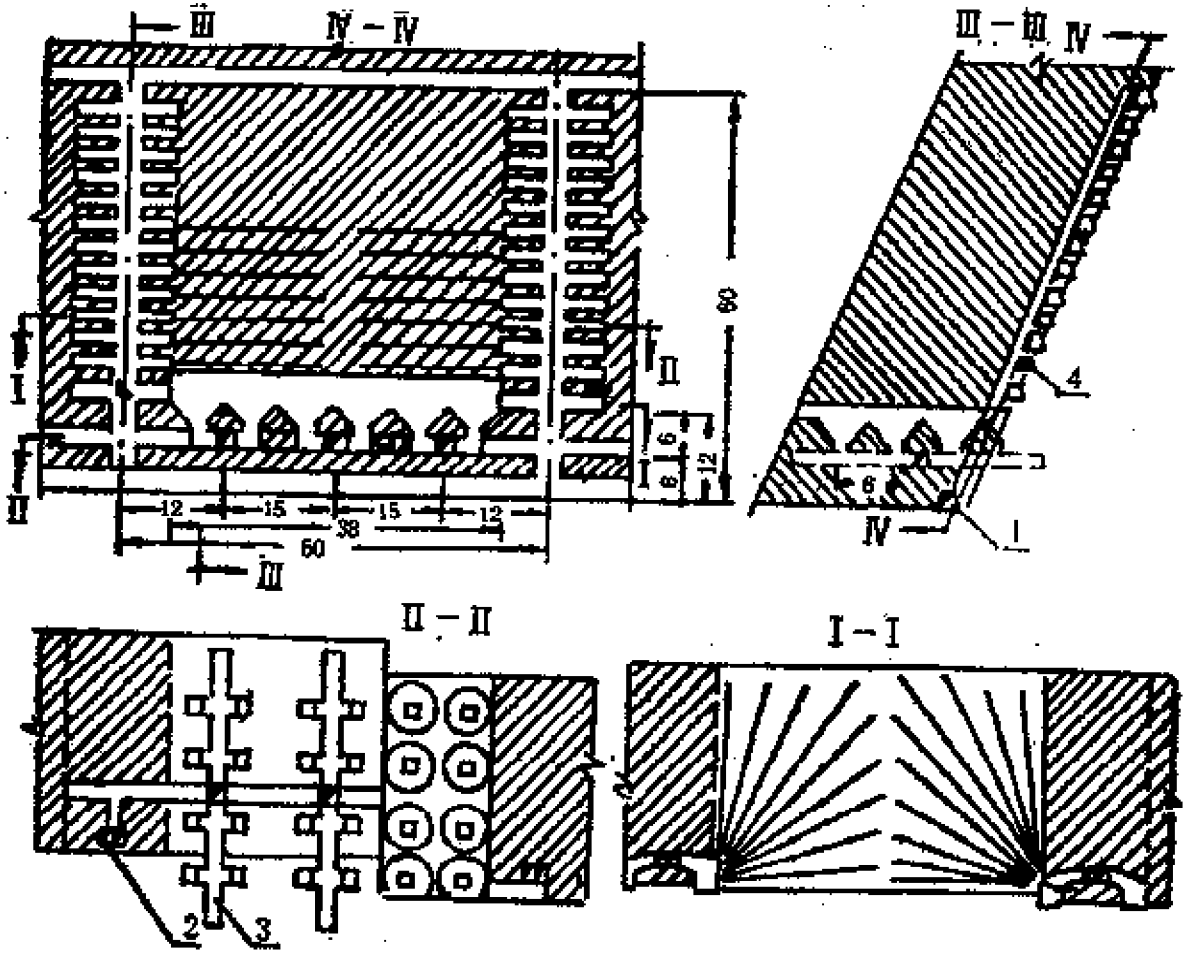


图5-10　深孔留矿法矿房结构（深孔）

1.大巷　2.天井　3.电耙巷　4.溜岩峒室

化工矿山留矿采矿法应用实例　　表 5-6

矿山名称		锦屏磷矿	风城硼矿	石门矿	刘冲磷矿	盘龙陡硫铁矿	庐江矾矿
开采条件	矿体倾角	55°～65°	55°～70°	70°～80°	>43°	60°～75°	25°～40°
	矿体厚度	5～40	平均26.2	10～20	1.5～5	6～8	平均20
	硬度系数	6～8	6～8	8～12	8～10	12～16	
	矿石稳固性	中稳	中稳至不稳	中稳	中稳	稳固	稳固
	顶盘稳固性	中稳	中稳	中稳	稳固	中稳	中稳
	底盘稳固性	中稳	中稳	中稳	不稳	中稳	稳固
采场要素	阶段高度 m	60	50	62	50	30	
	矿房宽度 m	38	<20	40	27～44	34	
	间柱宽度 m	12	8		6	6	
	顶柱高度 m		3～5	7	2.0	4	
	底柱厚度 m	12	10～12	11	10		
	漏斗间距 m	6.5	5～6	6～8	5～7	平底装矿	平底装矿
	天井间距 m	30	15～20		33～50		16

续表 5-6

矿山名称		锦屏磷矿	凤城硼矿	石门矿	刘冲磷矿	盘龙岗硫铁矿	庐江矾矿
设备	凿岩机型号	YQ100	YSP45	YG40	7655	7655, YT25	7655, YT25
	凿岩台效 t/台班	252	70	30～40	49	25～35	
	电耙功率 kW	30		m/台班	30		
	电耙台效 t/台班	100～150			52		
技术经济	矿房能力 t/日	360～500	360～400	250～300	200～280	120～150	70
	采准比 m/kt	5.7		6.4	8.7～20.2	6.5～7.5	6.0
	采矿工效 t/工班	22.5	24		10.4～14.4	10～15	
	矿石损失率 %	10～16	10～12	6.2	10.1～22.9	6～8	25
	矿石贫化率 %	8～14	8～14	4.12	2.8～9.7	5～8	未计
	炸药单耗 kg/t	0.63	0.29	0.14	0.47	0.45～0.52	0.14
	坑木消耗 m^3/万吨	3～3.5	10	1.42		>12	

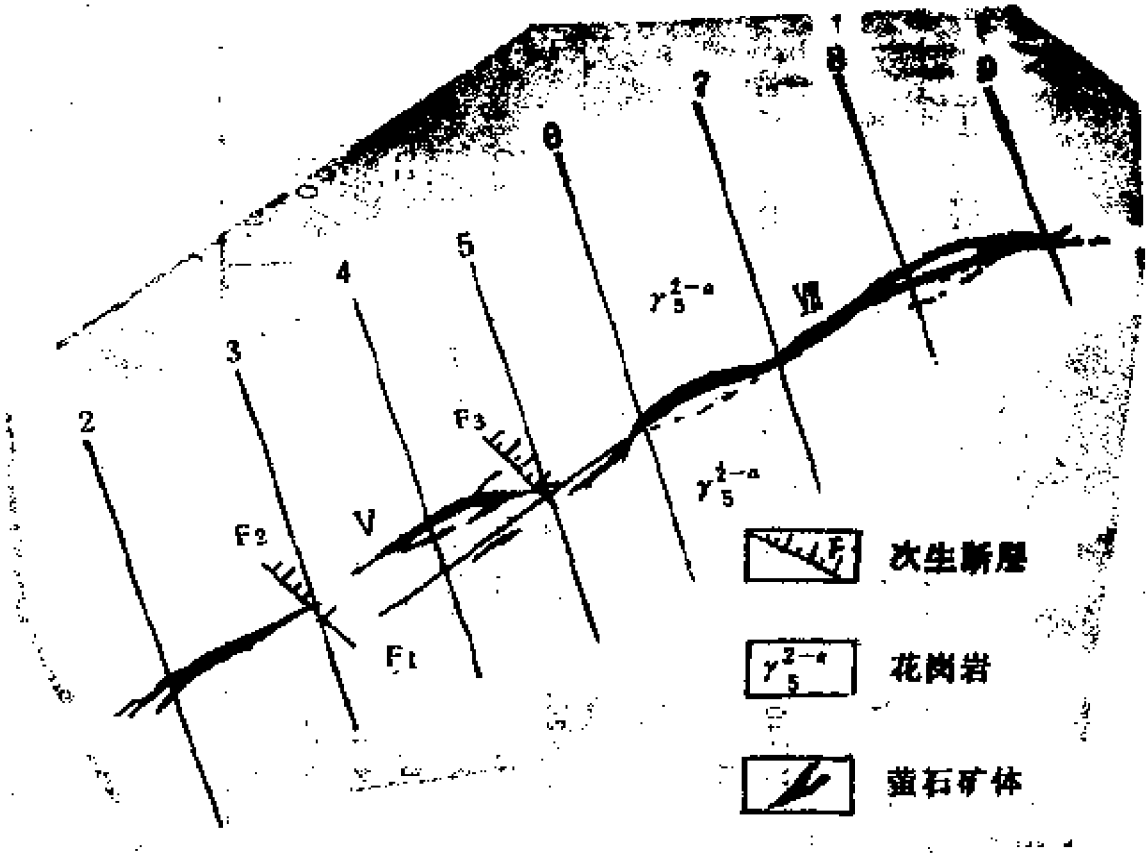


图5-11 双江口矿区萤石矿体平面分布图

浅孔留矿法主要技术经济指标　　表 5-7

序　号	项　　目	单　位	指　　标
1	凿岩效率	t/台班	20～40
2	工作面效率	t/工作班	4～7
3	炸药消耗	kg/t	0.65～0.8
4	坑木消耗	m³/万吨	40
5	损失率	%	20
6	贫化率	%	5

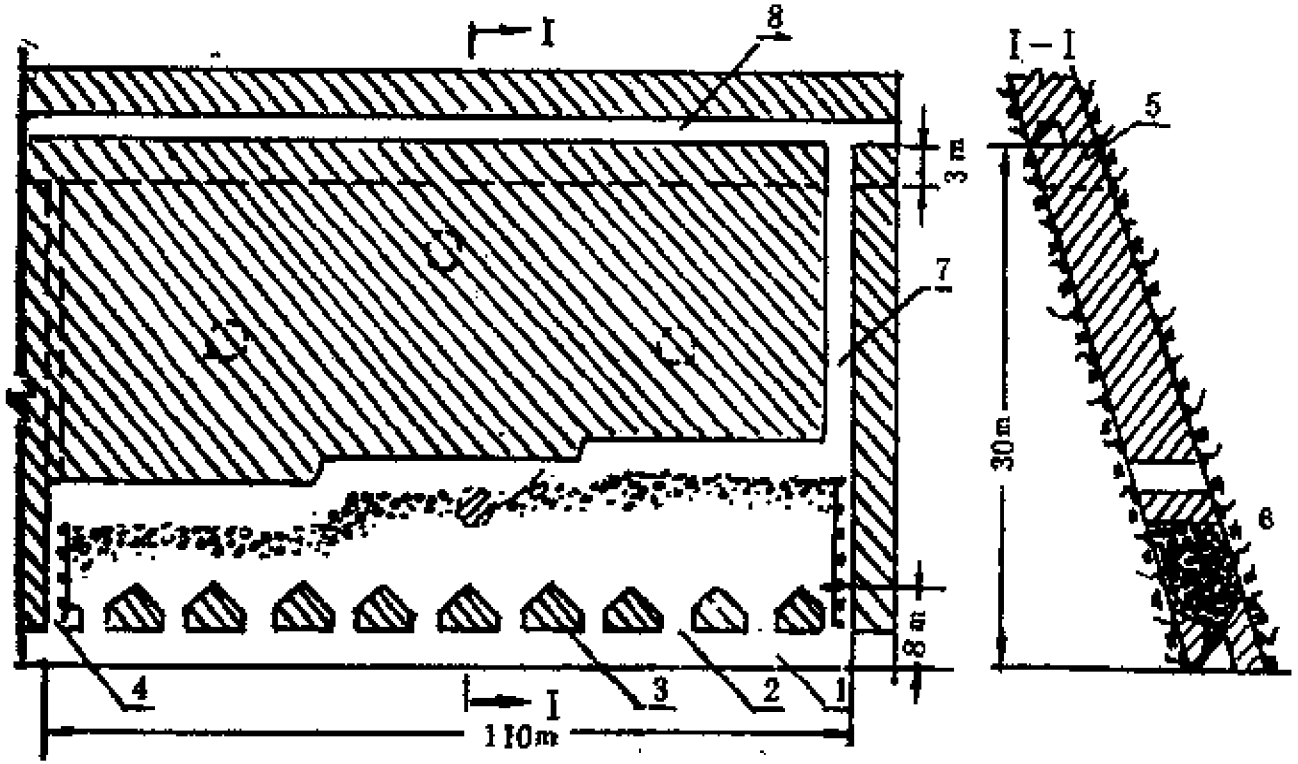


图5-12　留横撑矿柱留矿法的矿块结构图

1.阶段运输平巷　2.漏斗　3.底柱　4.顺路天井
5.顶柱　6.横撑矿柱　7.先行天井　8.回风平巷

5.2.3 留矿法在金属矿山的应用

在铜、金、钨、铅、锌等矿床的开采中，留矿法通常用于极薄的脉状矿体至中厚矿体中，故以浅孔留矿法为主，少数厚矿体使用深孔留矿法。浅留孔矿法从典型的开采方案，到有底柱、无底柱的留矿法，根据各矿体赋存条件的不同，在金属矿山中应用广泛而多样。

5.2.3.1 振动放矿在留矿法中的应用

随着振动放矿技术在采场中的推广应用，一些金属矿山用它来解决留矿法重力放矿存在的大块卡斗、漏斗脊部残矿损失以及悬拱等问题，收到了较理想的效果，从而减少了漏斗的维护量，保证了工作面的均匀放矿，相应减少了采场工作量，提高了劳动生产率。

HZJ 型振动放矿机技术特性 表 5-8

		机型	
		HZJ-1	HZJ-I
动力参数：	振幅 mm	1—3	2—4
	振频 次/min	1400	940
	激振力 kgf	700~2800	1060
振动台面：	长×宽 mm	1830×870	1850×870
	安装角 度	10	10
外形尺寸：	长×宽×高 mm	1830×870×1600	1850×870×1600
	功率 kW	5.5	3
	机重 kg	462	424

我国的振动放矿机类型已有40多种，设备功率从1.5~

30kW不等。图5-13为 HZJ型振动放矿机外形，表5-8为其技术特征。

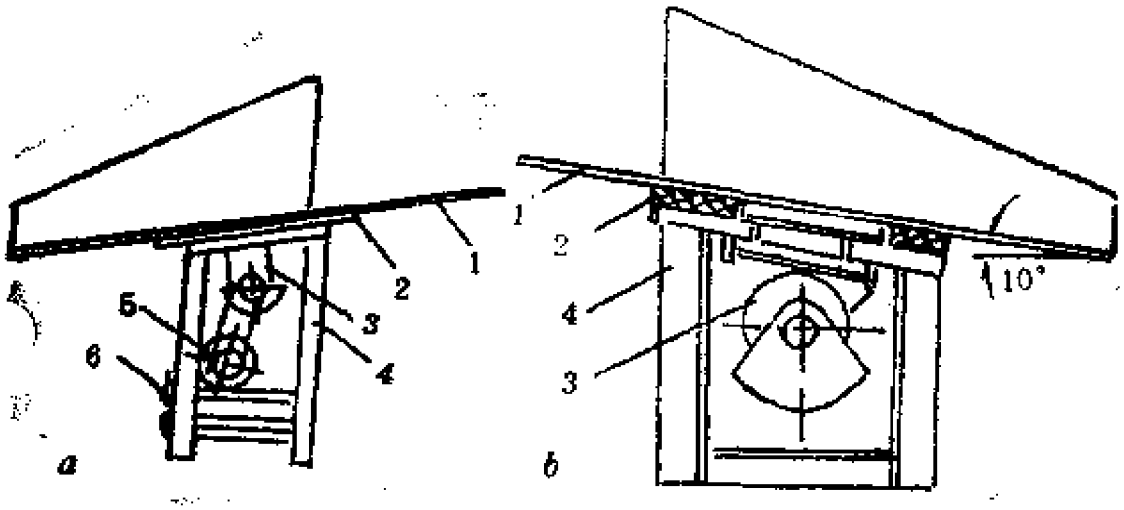


图5-13 HZJ型振动放矿机

a.HZJ-I型 b.HZJ-I型 1.振动台面
2.橡胶弹性元件 3.振动器 4.机架 5.电动机 6.弹性电机座

振动放矿机在采场中可用于漏斗状底部结构（图5-14）和平底状底部结构（图5-15）。使用结果证明，平底状结构在减少卡堵和便于处理方面优于漏斗状底部结构。

使用振动放矿留矿法开采薄矿脉的技术关键是：

（1） 振动放矿机性能良好，确定合理的振动放矿机安装尺寸（图5-16）

① 迎门梁的位置由两个尺寸确定。一是迎门梁到振动台面的垂直高度H（又称眉线），H值应满足：

$$H \geq KD_K \quad \text{mm} \qquad (5\text{-}1)$$

式中，K——通过系数，1.2～2.0；

D_K——矿石合理块度，mm。

二是迎门梁下缘至振动台面卸载端B点连线与水平面所组成的夹角ϕ（称眉线角），ϕ角应比自然安息角小5°左右，

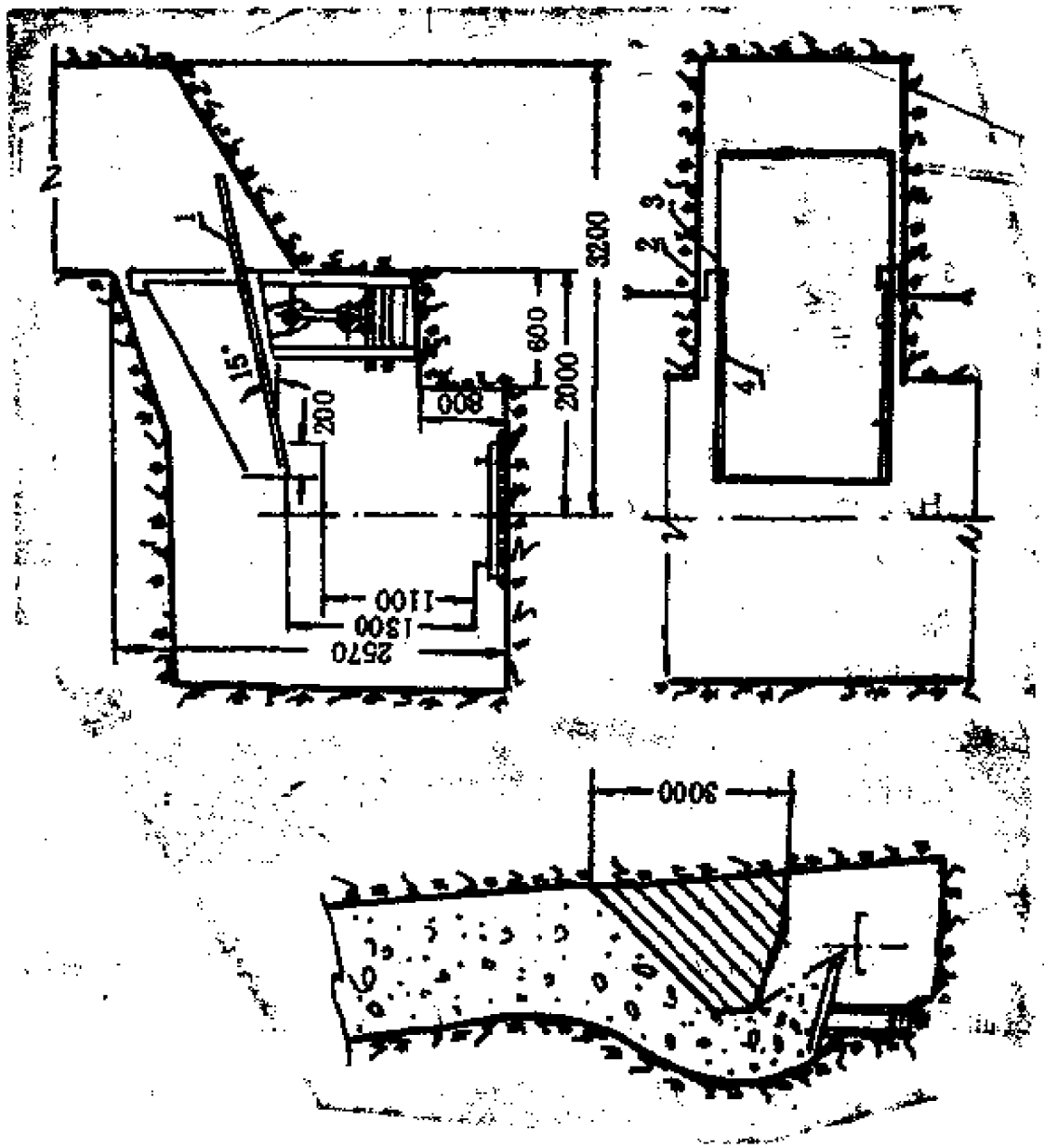


图5-14　漏斗状底部结构

1.振动台　　2.槽钢　　3.角铁　　4.侧板

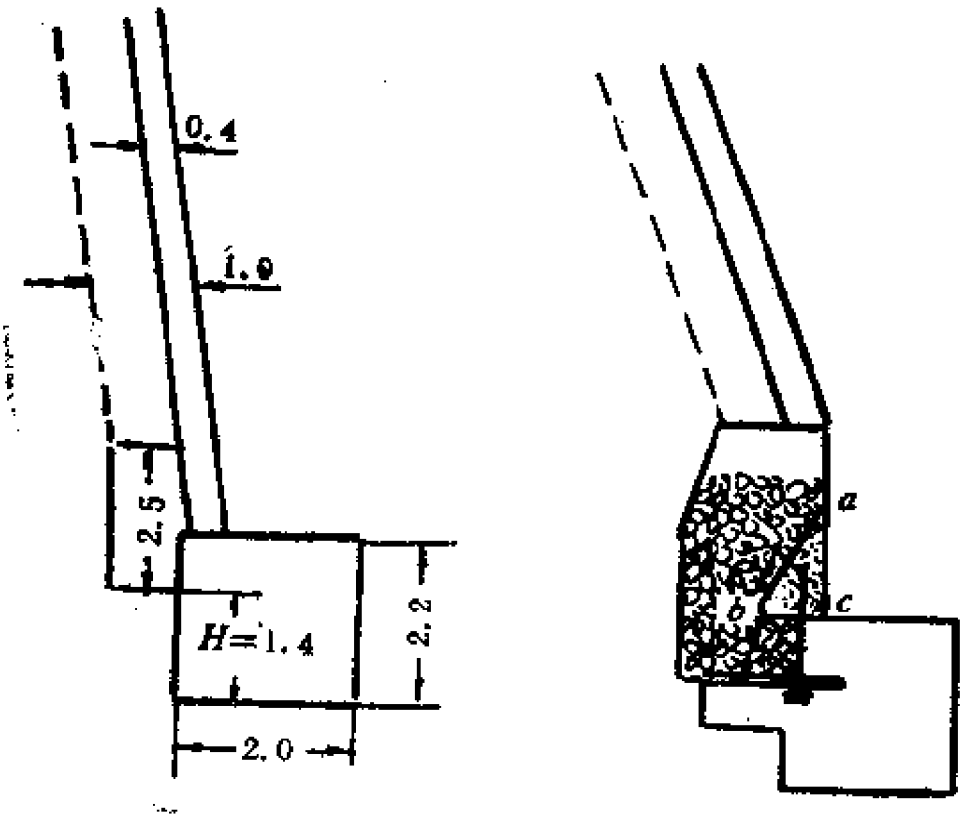


图5-15　平底式底部结构

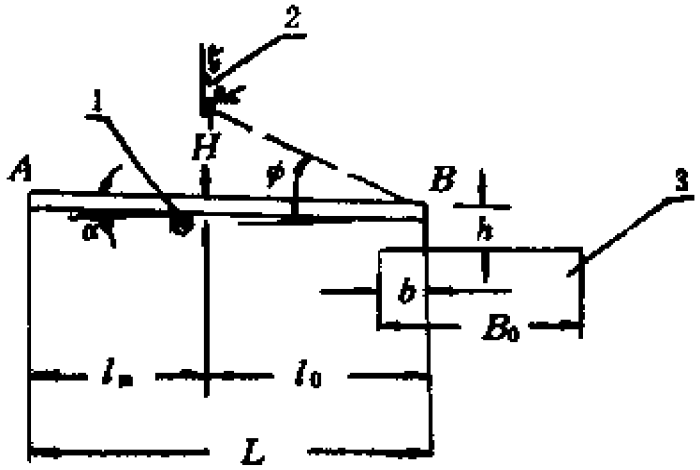


图5-16　振动出矿机安装尺寸图

1.振动器　　2.迎门梁　　3.矿车

否则台面上的矿石会自动滑落，振动放矿机的控制作用就差。振动台面卸载端伸入矿车的长度b，应使

$$b=\left(\frac{1}{4}\sim\frac{1}{3}\right)B_0 \qquad (5\text{-}2)$$

式中，B_0——矿车宽度。

卸载口高出车缘$h=0.2\sim0.3$m。

② 振动放矿机安装角α与矿石物理机械性质有关，一般为8°～20°，粉矿多、粘性大者取上限。α过大会跑矿、撒矿，过小会降低出矿能力，甚至使振动台面发生结底现象。据测定研究，α角每增加1°，振动放矿机生产率约提高3%。

③ 埋设深度l_m决定于放出口的工作高度和通过能力。埋设深度小，放出口工作高度随之减小；埋设深度过大，会在振动台面的受矿端出现振实带（死带），不但降低效率，而且浪费动力。埋设深度应满足：

$$l_m\geqslant(1.2\sim2.0)D_K$$

（2） 合理确定出矿口间距。在薄矿脉留矿法中，只布置一排漏斗。振动放矿机的间距

$$D=b+\frac{2M}{\mathrm{tg}\phi} \quad \mathrm{m} \qquad (5\text{-}3)$$

式中，ϕ——振动放矿静止角，45°～55°；

b——振动放矿机台面宽度，m；

$$b\leqslant\left(\frac{2}{3}\sim\frac{3}{4}\right)L \quad \mathrm{m};$$

$$b\geqslant(1.2\sim2.0)D_K \quad \mathrm{m};$$

L——矿车长度，m；

D_K——矿石合理块度，m；

M——振动波在矿石中的有效作用范围，

$M=5$m左右。

（3） 合理选定凿岩爆破参数。合理的凿岩爆破参数能使矿石块度均匀，大块产出率低。矿石合格块度D_K与采幅宽度m有关，

$$D_K = \frac{m}{k} \qquad (5\text{-}4)$$

式中，k——通过系数，1.5～2.0。

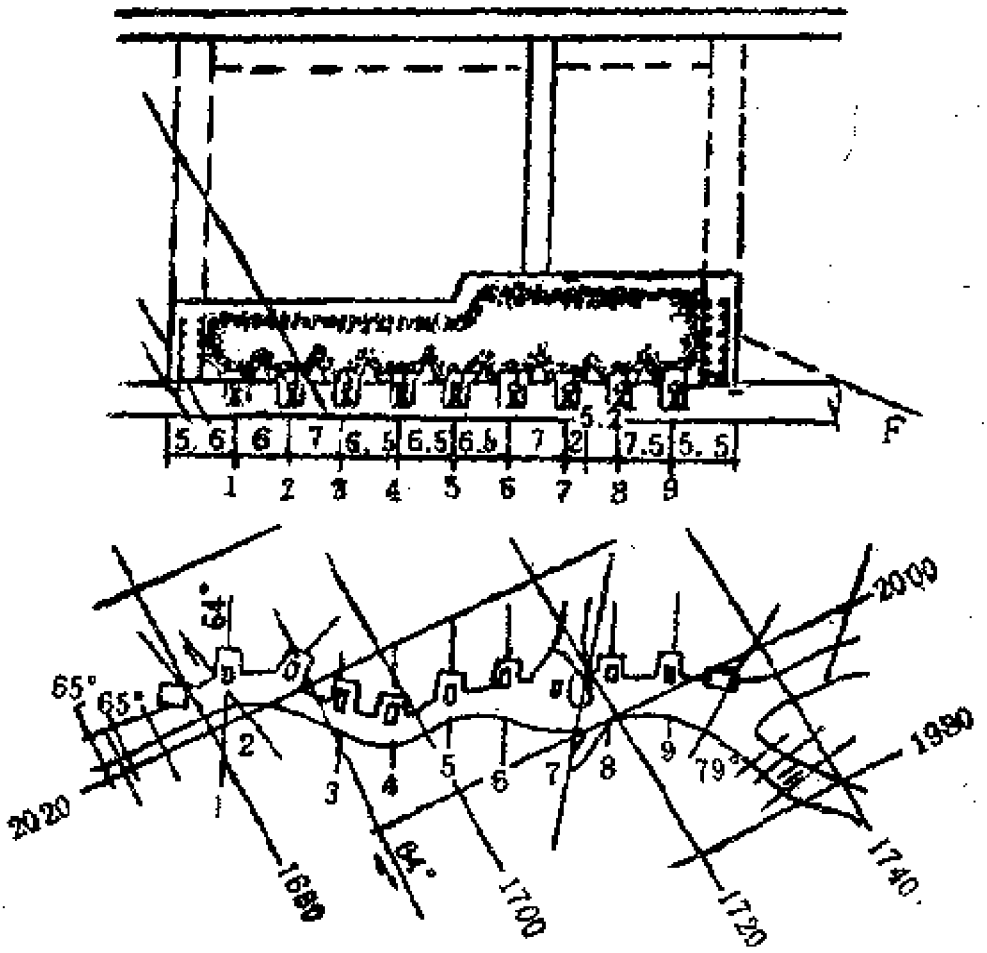


图5-17 石人嶂钨矿振动放矿留矿法试验矿块布置图

图5-17为广东省石人嶂钨矿振动放矿留矿法试验矿块布置图。矿块位于22号脉F大断层东部末端，主脉明显，但分支复合和局部膨胀时有出现。单脉平均厚度0.77m，倾角为75°～85°。脉中WO_3含量分布不均，矿石较稳固，容重2.62

t/m³，松散系数为1.6。围岩以黑色薄层状燧石板岩为主，较坚固，稳固性好，蚀变为毒砂化和黄铁矿化，接触明显，矿层中有8条小断层。

试用结果表明，振动放矿比重力放矿具有下述优点：①矿石流动性有很大改善，放矿口的通过能力显著增加。②振动放矿机取代了木漏斗，节约了底部结构坑木。③振动放矿可降低最小采幅宽度，有利于降低一次贫化。④振动放矿使放矿静止角从重力放矿的55°～60°减小为45°～50°，从而使漏斗间距由4～5m增加为7～8m，降低了采准工程量。⑤改善了放矿作业劳动条件，提高了工效，由原三人120车，增加到一人130车。⑥振动放矿矿流平稳，操作准确可靠，矿车装满系数由0.7～0.9增加到0.9～1.0，装车矿石损失少，不跑矿、不撒矿，减少了清道工作量。⑦放矿均匀，减少了采场平整工作量，提高了回采强度，减少了围岩片帮和大块堵塞，降低了二次贫化。⑧放矿作业点比重力放矿少，从而降低了粉尘量。

5.2.3.2 在倾斜矿体中留矿法的应用

留矿法通常用于急倾斜矿体，随着采矿技术的发展，留矿采矿法在倾斜矿体中也得到了成功的使用。当矿体倾角为30°～55°，厚度在4m以下，矿岩中等稳固，矿石不粘结、不自燃时，可使用留矿全面法开采方案。它是一种适应性强、灵活性大的采矿方法。如果矿体倾角大，底板平整，可尽量利用自重放矿，矿角缓，底板起伏不平可利用电耙耙矿；矿体厚而规则可使用深孔崩矿，薄而不规则可用浅孔崩矿；矿石贫富不均匀则可留可采；顶板欠稳可局部留矿柱。总之，留矿全面法是一种适应性强、灵活性大的采矿方法。

在应用这种方法开采铜、铅、锌、钨、锡、铝、金等的生产实践中，已取得了较好的效果，积累了一定的经验。

留矿全面法按回采工作面的布置不同，可分为逆倾斜直线工作面和逆倾斜斜工作面两类。每类中因出矿方式和支护形式不同，又可分为若干方案。

（1） 逆倾斜直线工作面留矿全面法（简称留矿全面法）的特点是，矿块划分为矿房和矿柱，矿房回采时，逆矿体倾斜方向，由下而上形成直线工作面，分层落矿。崩落的矿石按局部出矿和大量出矿两步进行，局部放出矿量约40%，留下的矿堆作为凿岩工作台，待矿房回采结束时，再由上而下进行大量出矿。

例1 新冶铜矿留矿全面法（又称留矿房柱法，见图5-18）

矿体赋存于露天灰岩下部、矿层厚度平均2m，倾角26°～55°。矿石为含铜黄铁矿及含铜矽卡岩，坚固稳定，f=8～10，有一定粘结性，不易自燃。矿体上下盘均为中上石炭纪白云质灰岩，细密而坚硬，f=7～8，较稳固。

沿矿体走向每40～60m（一般取50m）划分为一个矿块。底柱高5m，顶柱为1.5～2m。每四个矿块留一条6m宽的永久矿柱，段高为50m。在矿块两端间柱中掘进天井，沿天井每隔5m开一联络道。阶段运输巷布置在矿体中。在两侧间柱与矿房接触处的下部，各布置一个放矿漏斗。在每个漏斗上部上盘围岩中掘电耙峒室。一个标准矿块需4台电耙出矿，其中拉底层2台，分别将矿石直接耙运到放矿漏斗中，另外2台随着矿房回采，自下而上逐步向上移动，安装在联络道上作为采场和接力运矿之用。根据顶盘的稳固性，在矿房中可留1～3个不规则矿柱（圆柱直径为3～5m，长方

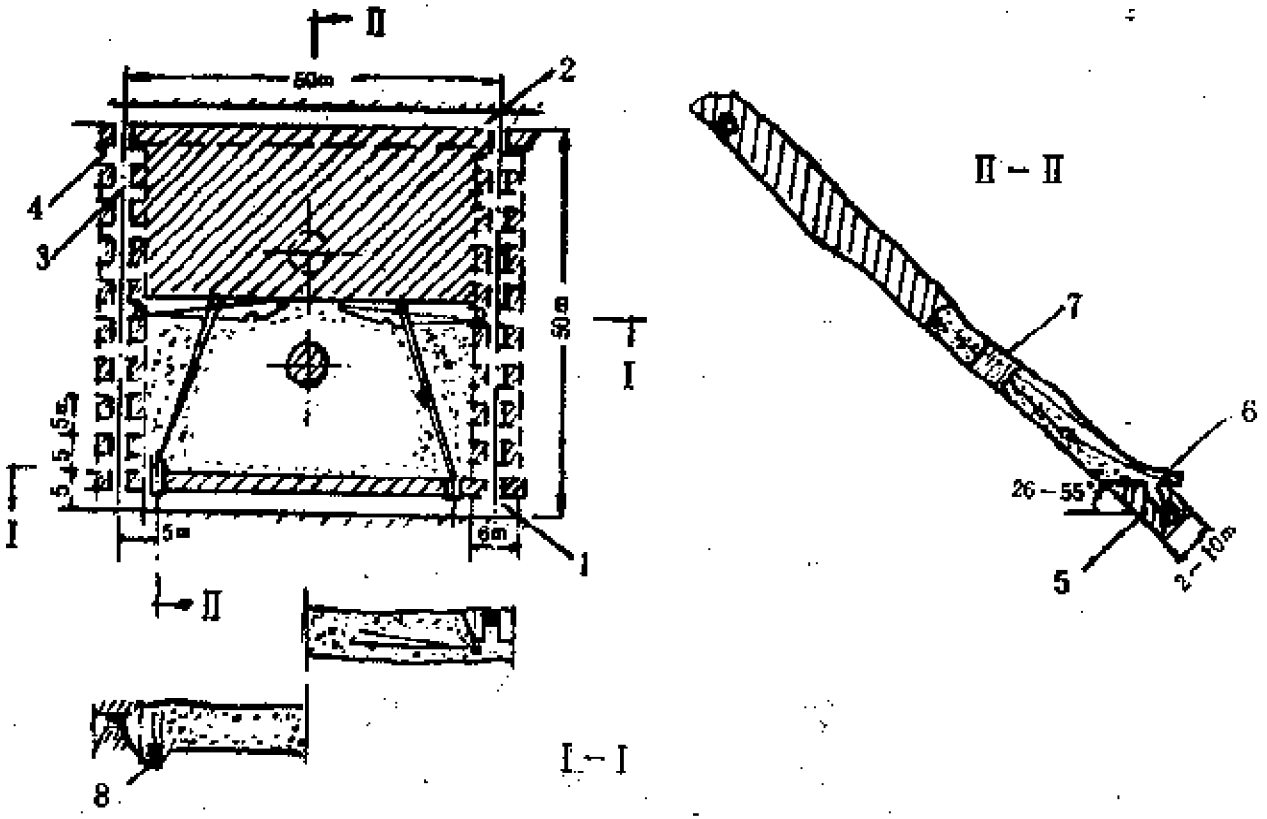


图5-18　新冶铜矿留矿全面法

1.运输平巷　2.回风平巷　3.采准上山　4.联络道　5.放矿漏斗　6.电耙峒室　7.矿柱　8.电耙绞车

形柱为3×6m）。矿房回采完毕，紧接回采矿柱。根据情况间柱可全部回收或半采半留。顶柱与矿房一次回采或不回收。底柱与下阶段矿房和顶柱一次上推回收，或采用后退式分段回采。

该矿矿房生产能力达100t/天，落岩台效为48.3t/台班，工作面工效8.97t/工班，矿石损失率6～9%，贫化率19.08%（有夹石），采掘比为146.6m/万吨（包括开拓、探矿）。

例2　哈图金矿人工壁留矿全面法（又称电耙出矿空场留矿法，见图5-19）

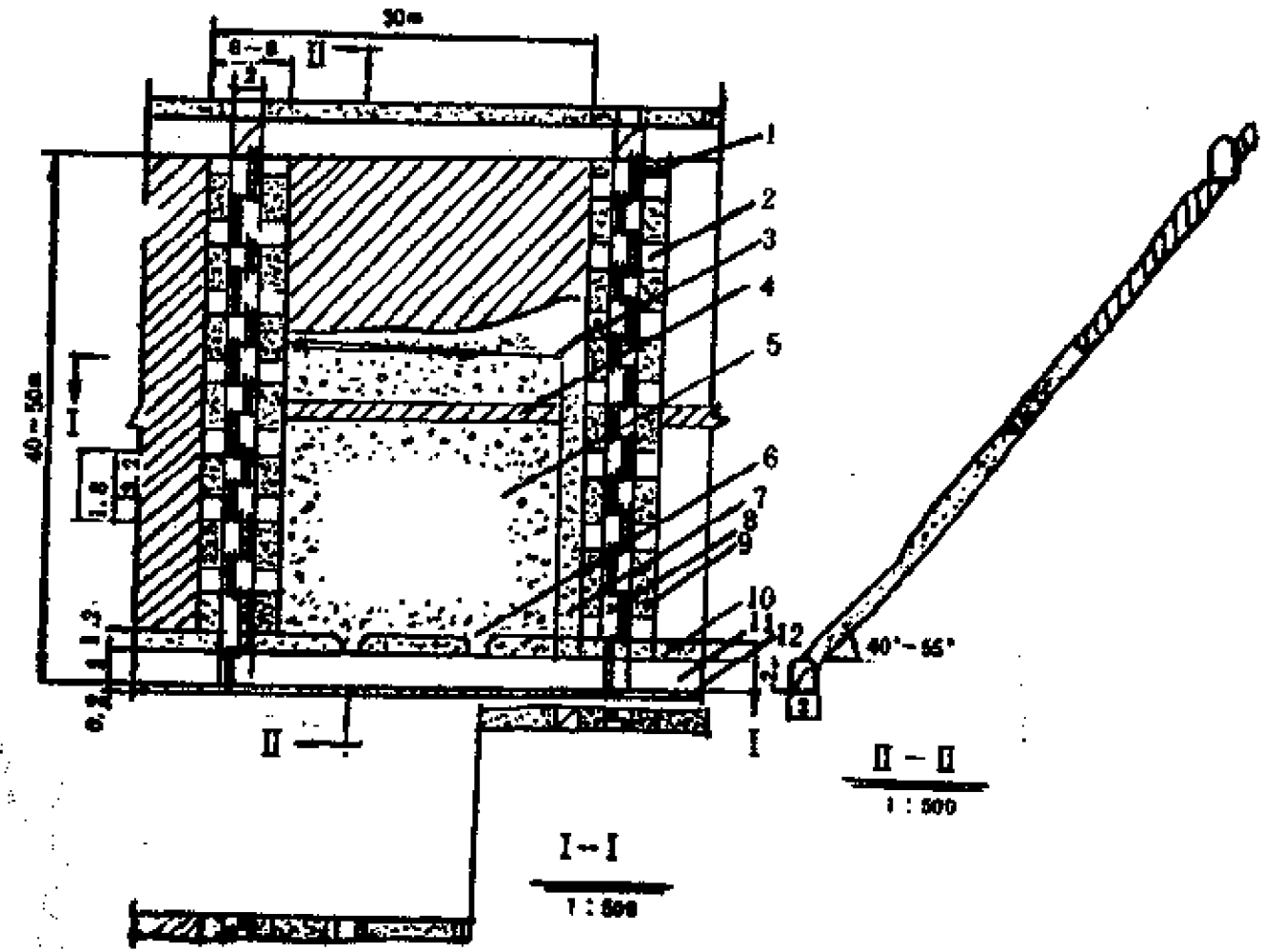
该矿为含金石英脉及围岩蚀变型金矿床，矿脉受构造控制，以单脉为主，矿脉平均厚度1.23m，矿体倾角40°～55°，矿石稳固，f＝8～10。顶盘围岩为弱蚀变辉绿岩和部分玄武岩、凝灰岩、硅质粉砂岩和硅质岩等，岩性稳固，f＝10～12，顶板暴露面积在150～180m²时，基本无塌落现象。

矿块沿走向长20～30m，阶段高40～50m，为减少矿房暴露面积，利用地质探矿副段留下1.5～2m的矿柱，将矿房分成上下两个小矿房。间柱宽6～8m，底柱高3.8m，顶柱采用20cm厚钢筋混凝土。为提高回采率，间柱和底柱用混凝土代替矿柱。矿房下部除开掘两个放矿漏斗外，另外安装1.8m直径的钢溜子出矿，钢溜子随工作面上采而加长。每次采下的矿石，用13kW电耙先耙出40%左右的矿石，其余矿石暂留采空区，待矿房回采结束后，再大量出矿。在大量出矿时用25°～30°之倾斜工作面，由上而下依次耙矿，钢溜子随着出矿而拆除。在回采过程中，留有不规则矿柱，或用杆柱或横撑支柱护顶。

矿房生产能力为50t/日，电耙效率50t/台班，矿石损失率约15%，贫化率为35%。

图5-19 哈图金矿人工壁留矿全面法

1.人行梯子
2.间柱中联络道
3.电耙绞车
4.副设矿柱
5.暂存矿石
6.漏斗
7.钢溜子
8.间柱中天井
9.混凝土矿柱
10.人工混凝土假底
11.阶段运输平巷
12.钢筋混凝土底板



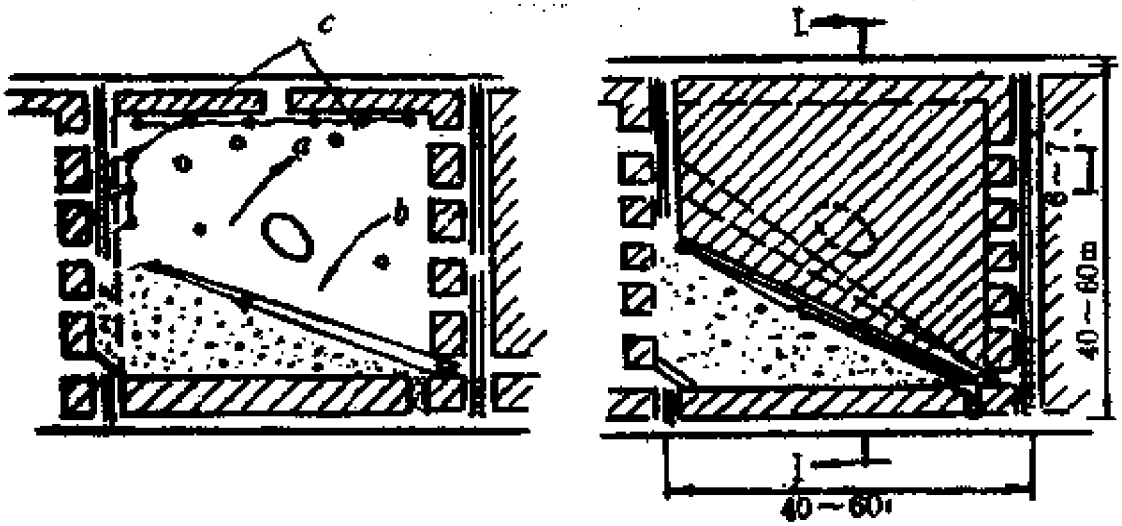


图5-20　香花岭锡矿斜工作面留矿全面法

a.回采方向　　b.耙矿顺序　　c.横钢丝绳

（2） 逆倾斜斜工作面留矿全面法。图5-20为香花岭锡矿使用斜工作面留矿全面法的情况。矿体产于溪间冲断层面上，为似层状锡石硫化物矿床。矿体厚1～4m，倾角36°～45°。矿体上盘为中泥盆纪东岗岭白云质灰岩及大理岩，岩体稳固，f=8～10。下盘为下泥盆纪莲花山砂岩及变质砂岩，较稳固，f=10～14。矿体与下盘围岩接触面平整光滑。矿体上盘有0.3～0.5m的断层泥，断层泥较多的地方矿体稳固性较差。

矿块沿走向长40～60m，阶段高27～32m，矿块斜长40～55m，底柱斜长4～4.5m，顶柱斜长3m，房间留单侧矿柱，宽4m，两侧天井，沿天井每隔斜长6～7m开一联络道与矿房相通。在底柱中开一放矿漏斗，在底柱上部4m处布置切割巷道。回采时沿矿房全厚自下而上形成倾斜工作面。采下的矿石大部分暂留采空区，作为凿岩工作台和支撑顶板，少部分由电耙耙运至放矿漏斗，矿房结束后再进行大量出矿。大量出矿时，要由上而下仔细检查并维护好顶板，必要时架设支柱。矿房出矿完毕，用尾砂充填采空区。取得的技术经济效果为：矿块生产能力80t/日，采矿工效12t/人班，损失率为11～24%，贫化率15～25%。

留矿全面法，在开采薄及中厚以下倾斜矿层时，是一种简易有效的开采方法，但也存在开采强度低、劳动强度大，以及顶板管理复杂等缺点，须加强对出矿设备、矿柱尺寸、矿山地压等方面的研究，以便达到安全、经济、高效的开采目的。

几个使用留矿全面法的金属矿山技术条件、构成要素及主要技术经济指标见表5-9。

金属矿山使用留矿全面法实例

表 5-9

	项目	矿山名称						
		新冶铜矿	通化铜矿	哈图金矿	青城子铅矿	香花岭锡矿	杨家杖子钼矿	东坡有色金属矿
采矿技术条件	采矿方法	留矿全面法	留矿全面法	人工壁留矿全面法	沿走向耙矿留矿全面法	斜工作面留矿全面法	杆柱留矿全面法	斜工作面留矿全面法
	倾角(度)	26～55	30～50	40～55	30～50	36～45	36～42	20～45
	厚度 m	2	0.2～0.6	1.83	1～5.5	1～4	3～3.5	0.5～4
	矿石性质	坚硬稳固 f=8～10	黄铜矿，稳固 f=8～10	稳固 f=8～10	较稳固 f=8～10	较稳固 f=8～12	矿石为透辉石石榴子矽卡岩 f=8～10	较稳固
	上盘岩石	白云质灰岩细密 f=7～8	石英闪长岩和角页岩稳固 f=8～10	蚀变辉绿岩，硅质岩 f=10～12	直接顶板大理岩，稳固性差	白云质灰岩及大理岩 f=8～10	灰岩，稳固 f=8～12	石灰岩，大理岩，坚硬稳固 f=8～10
	下盘岩石	同上盘	同上盘	同上盘	矽线石云母片岩不稳固 f=6～8	砂岩及变质砂岩稳固 f=10～14	同上盘	同上盘

续表 5-9

	项目	矿山名称						
		新冶铜矿	通化铜矿	哈图金矿	青城子铅矿	香花岭锡矿	杨家杖子钼矿	东坡有色金属矿
采矿方法构成要素	阶段高度(m)	50～60	30	40～50	30	27～32	35	25～30
	阶段斜长(m)					40～55	40～60	
	矿块走向长(m)	50	50	20～30	30～40	40～60	30～50	45～60
	顶柱(m)	1.5～2	2～3	20cm钢筋混凝土	0	3		2.5～3
	底柱(m)	5	3	3.8	3～4	4～4.5		3～4
	间柱(m)	6	3	6～8	6～8	4		4～6
	矿柱尺寸(m)	ϕ3×5 3×6			3×3		ϕ4m	
	溜矿口间距(m)		10～12		8～10			

续表 5-9

	项目	矿山名称						
		新冶铜矿	通化铜矿	哈图金矿	青城子铅矿	香花岭锡矿	杨家杖子钼矿	东坡有色金属矿
主要技术经济指标	矿房生产能力 t/日	100	70	50	60～80	80	228	50～60
	采切比m/千吨	10.5	24.6		10～28	17	10.3	
	凿岩机效率 t/台班	48.3	33.8		40～60	72	52	
	电耙效率 t/台班			50		80		
	采矿工效 t/工班	8.97	4.2		12	12	20.4	
	损失率(%)	5～9	11.7	15		11～24	7.9	7.2
	贫化率(%)	19.08		35		15～25	9.75	
	炸药消耗 kg/t	0.37			0.4～0.7			
	坑木消耗 m^3/t	0.000524	0.00095			0.0018		
	备注	2个溜矿口		1个溜矿口	3个溜井	1个溜矿口	1个溜矿口	1个溜矿口

5.2.3.3 缓倾斜薄矿体深孔崩矿留矿法的研究

缓倾斜薄矿体通常使用空场法，矿块沿倾斜自上而下或自下而上进行回采。由于回采时工人始终站在采空区中作业，特别是当岩体裂隙发育、顶板易产生冒落时，安全性很差。为改善生产条件，扩大留矿法的使用范围，苏联科学院科拉分院矿业研究所和洛沃泽尔采选公司，共同研究了一种适合于缓倾斜薄矿体的深孔崩矿留矿采矿法，其采准布置方案如图5-21所示。矿块沿走向长120m，每隔30m掘一溜岩天井，将矿块分成4个矿段，每个矿段由下而上逐次崩矿，由上而下进行出矿。

采准工程：包括掘进断面为7.5m²的脉外平巷和脉内平巷，断面为6m²的侧翼天井和5m²的矿石溜井。

切割工程：包括开凿断面为6m²的溜岩上山，以及矿块下部断面3m²的切割槽。

回采作业：矿段中用小直径炮孔崩矿（$\phi=40mm$），放出矿量约33%，形成补偿空间，2/3的矿石留在采场形成留矿堆。出矿时，使用2～3排气袋垛作临时支架，气袋沿矿线平行布置，并随留矿堆矿石的运出而移动，可代替坑木，使用方便灵活。工作面的回采是在4个矿段内按顺序依次进行。Ⅰ矿段在气袋垛保护下出矿；Ⅱ矿段充满矿石暂不作业，等待出矿；Ⅲ矿段用钻机钻凿炮孔、崩矿并局部出矿；Ⅳ矿段拉切割槽。Ⅰ矿段出矿后由Ⅱ矿段出矿，此时Ⅲ矿段崩矿作业已经完成。

这种采矿方法的优点是：① 回采作业安全、工效高，除出矿时架设移动气垛外，基本上不在采空区作业。主要作业如钻孔、装药、耙矿等，均在溜岩上山中完成。掘进的溜

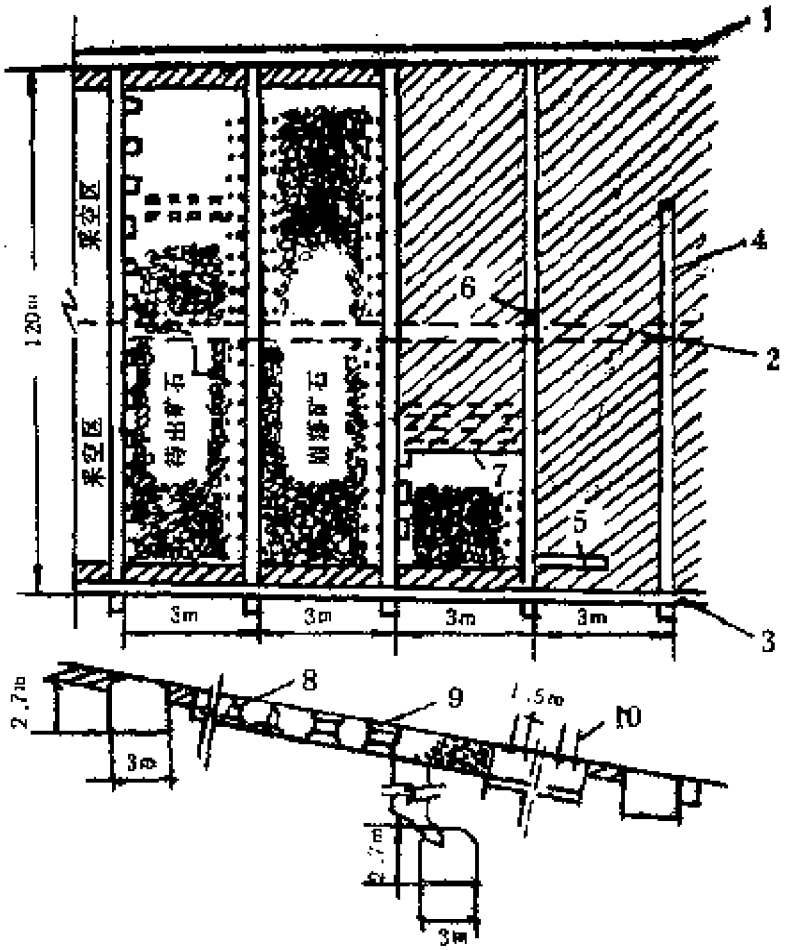


图5-21　缓倾斜薄矿体深孔崩矿留矿法

1.通风平巷　2.脉外平巷　3.运输平巷　4.凿岩上山　5.切割槽
6.矿溜井　7.炮孔　8.液压支柱　9.气袋垛　10.锚杆

岩上山，顶板用锚杆支护，在凿岩上山与采场连接处安有液压支柱，间距为2m。液压支柱随着Ⅱ矿段留矿堆矿石的运出可以回收。② 采矿工效由原来的5.4t/工班提高到13.8t/工班。③ 回采成本由原来的2.97卢布/t降为1.55卢布/t。④ 坑木消耗少。⑤ 工序简单，易于协调。这是一种适宜于缓倾斜矿体的较新颖的留矿法方案，可以借鉴和试用。

留矿采矿法，由于其工艺简单，容易掌握，且适应性较强，在矿石、围岩具有中等以上稳固性时，可用于开采薄及

中厚以至极厚矿体，倾角可从缓倾斜、倾斜至急倾斜，因此在金属和非金属矿床的开采中，目前仍是一种重要的采矿方法。留矿法也存在许多不足，如开采强度不大，机械化程度低，在不稳固的矿层围岩条件下，矿石损失大、贫化率高，特别是在矿山的深部开采中，随着地压的增大，这一问题将更加突出。因此，进一步加强对矿山压力的研究，确定深部开采时合理的采矿方案及结构参数，研究降低矿石损失贫化的措施，才能使留矿采矿法得到改进和提高。