目　录

1　**绪论** …… (1)
1.1　概述 …… (1)
1.2　难采矿体开采中的主要问题 …… (5)
1.3　采矿技术攻关成效显著 …… (10)
2　**难采矿体采场地压活动及其控制方法** …… (14)
2.1　概述 …… (14)
2.2　采场地压显现特点 …… (17)
2.2.1　巷道破坏的典型形式 …… (17)
2.2.2　中深孔及支护破坏的典型形式 …… (20)
2.3　采场地压活动规律 …… (22)
2.4　采场地压活动原因 …… (30)
2.4.1　矿岩软破与结构面发育 …… (30)
2.4.2　巷道围岩内应力集中 …… (34)
2.4.3　地压活动的时空效应 …… (35)
2.4.4　爆破震动冲击荷载 …… (37)
2.4.5　巷道掘进质量差、暴露面积过大 …… (39)
2.4.6　支护不及时，支护形式不合理 …… (41)
2.5　采场地压控制方法 …… (42)
2.5.1　集中作业，强化开采 …… (42)
2.5.2　合理的回采顺序 …… (43)
2.5.3　改变围岩应力状态，实现卸压开采 …… (46)
2.5.4　正确选择联巷位置与巷道结构 …… (48)
2.6　阶段自然崩落法采场地压活动及其控制方法 …… (49)
2.6.1　金山店铁矿矿块崩落法采场地压活动及其控制方法 …… (49)
2.6.2　镜铁山铁矿平底柱阶段自然崩落法采场地压 …… (57)
2.6.3　金山店铁矿端部出矿阶段自然崩落法采场地压观测与分析 …… (59)
3　**软破矿体中采准巷道的掘进与支护** …… (63)
3.1　概述 …… (63)
3.2　软破矿体中采准巷道加固特点 …… (64)

3.2.1 支护时间及时 …… (65)
3.2.2 提高围岩强度 …… (66)
3.2.3 调整应力分布 …… (66)
3.2.4 施作容易、成本低 …… (66)
3.3 简易光面爆破技术 …… (67)
3.3.1 简易光面爆破参数分析 …… (68)
3.3.2 简易光爆设计与施工 …… (72)
3.3.3 简易光面爆破效果检测与分析 …… (76)
3.4 采准巷道支护 …… (81)
3.4.1 采准巷道围岩破坏形态分析 …… (82)
3.4.2 软破矿岩中采准巷道支护方法的演变与发展 …… (83)
3.4.3 软破矿岩中巷道支护的基本要求 …… (84)
3.4.4 以管缝式锚杆为主的喷、锚、网支护 …… (84)
3.4.5 以长短锚杆相结合的喷、锚、网联合支护 …… (87)
3.4.6 喷锚网支护可靠性分析 …… (90)
3.4.7 支护效果评价 …… (99)
3.4.8 支护存在的问题 …… (101)
3.5 可缩性支护 …… (104)
3.5.1 问题的提出 …… (105)
3.5.2 可缩性金属支架作用机理 …… (105)
3.5.3 可缩性金属支架在金属矿山的应用 …… (108)
3.5.4 应用中的几个问题 …… (110)
3.6 崩落法采矿采准巷道失稳破坏的综合治理 …… (114)
3.6.1 综合治理的重要性 …… (114)
3.6.2 采准巷道失稳破坏分析 …… (114)
3.6.3 综合治理方法 …… (116)
3.6.4 综合治理实例 …… (117)
3.7 似散体矿岩中采准巷道施工 …… (118)
3.7.1 似散体矿岩基本特点 …… (118)
3.7.2 似散体矿岩中巷道掘进 …… (119)
3.7.3 巷道支护 …… (122)
3.7.4 支护效果分析与评价 …… (124)
4 难采矿体采矿方法及其生产工艺 …… (125)

4.1 概述 …… (125)
4.2 以进路为单元组织生产的无底柱分段崩落法
——玉石洼铁矿应用无底柱分段崩落开采软破矿体的经验 …… (130)
4.2.1 玉石洼铁矿矿体赋存情况和采矿生产中的问题 …… (130)
4.2.2 以进路为单元组织生产的实质和基本内容 …… (132)
4.2.3 实施强化开采缩短生产周期 …… (133)
4.2.4 同时回采进路形成阶梯状工作面 …… (135)
4.2.5 改变凿岩方式，施行分段凿岩 …… (137)
4.2.6 出矿改用装岩机，缩小进路断面尺寸 …… (139)
4.2.7 改善切割工作 …… (139)
4.2.8 技术经济指标 …… (139)
4.3 下盘岩石中设回收进路区无底柱分段崩落法
玉石洼铁矿扩大无底柱分段崩落法使用范围的经验 …… (142)
4.3.1 无底柱分段崩落法的下盘矿石损失 …… (143)
4.3.2 减少下盘矿石损失的技术措施 …… (145)
4.3.3 最佳开掘高度的确定方法 …… (150)
4.3.4 矿体下盘倾角不同时开掘下盘岩石的经济计算 …… (155)
4.3.5 下盘岩石中设回收进路的无底柱分段崩落法
——玉石洼铁矿扩大无底柱分段崩落法使用范围的经验 …… (157)
4.4 小官庄铁矿应用无底柱分段崩落法开采西区难采矿体的实践
…… (168)
4.4.1 小官庄铁矿西区矿体赋存情况和采矿生产中问题 …… (168)
4.4.2 调整回采顺序控制采场地压 …… (169)
4.4.3 根据地压显现规律调整采准布置 …… (170)
4.4.4 适应地压大矿岩软破的巷道支护工程 …… (170)
4.4.5 按采场地压分布规律划分回采单元实行强化回采 …… (171)
4.4.6 上盘和两翼三角矿带并段回采 …… (172)
4.4.7 切岩回采底板三角矿带 …… (176)
4.4.8 加强放矿管理工作 …… (179)
4.4.9 实践效果 …… (180)
4.5 阶段自然崩落法（矿块崩落法）
——金山店铁矿开采难采矿体的经验之一 …… (180)
4.5.1 金山店铁矿Ⅰ采区西部矿体赋存情况 …… (180)

4.5.2 矿石可崩性研究……（182）
4.5.3 矿块崩落法结构与采准工程布置……（185）
4.5.4 底部出矿巷道掘进与支护……（187）
4.5.5 拉底与切割削弱工程……（190）
4.5.6 中深孔一次爆破成井和劈漏……（193）
4.5.7 采场放矿控制……（194）
4.5.8 地表回填及井下疏干……（197）
4.5.9 试验矿块主要技术经济指标……（197）
4.6 端部出矿的阶段自然崩落法
——金山店铁矿开采难采矿体的经验之二……（198）
4.6.1 金山店铁矿Ⅱ采区矿体215矿块赋存情况和采矿生产中问题……（199）
4.6.2 矿体可崩性评价与矿岩稳固性分级……（200）
4.6.3 215矿块采矿方法与采准……（202）
4.6.4 切割、拉底与回采工作……（203）
4.6.5 试验矿块的主要技术经济指标……（205）
4.7 平底柱阶段自然崩落法
——镜铁山铁矿开采破碎矿体的经验之一……（205）
4.7.1 试验矿块赋存情况及开采中的问题……（206）
4.7.2 平底柱阶段自然崩落法方案结构……（208）
4.7.3 采准工程与支护……（209）
4.7.4 拉底工程……（210）
4.7.5 堑沟开掘……（211）
4.7.6 出矿……（213）
4.7.7 试验矿块主要技术经济指标……（214）
4.8 无底柱阶段自然崩落法
——镜铁山铁矿开采破碎矿体经验之二……（214）
4.8.1 无底柱阶段自然崩落法结构和主要生产工艺……（215）
4.8.2 试验矿块主要技术经济指标……（218）
4.9 垂直分条崩落法
——小官庄铁矿应用有底柱崩落法开采东区难采矿体的经验……（220）
4.9.1 小官庄铁矿东区矿体赋存条件和采矿生产中问题……（220）

4.9.2 垂直分条崩落法方案结构和系统 …… (222)
4.9.3 采准与切割 …… (224)
4.9.4 回采工艺 …… (228)
4.9.5 试验采场的主要技术经济指标 …… (229)
4.9.6 改进意见 …… (230)
4.10 垂直平行密集束状孔落矿的有底柱崩落法
西石门铁矿南区试验研究的新采矿法 …… (230)
4.10.1 西石门铁矿南区矿体赋存情况和采矿方法选择 …… (230)
4.10.2 垂直平行密集束状孔落矿的有底生崩落法方案 …… (231)
4.10.3 采场布置和结构参数 …… (232)
4.10.4 掘进斗井、劈漏和崩矿同时完成的新工艺 …… (235)
4.10.5 研制双立柱井字形钻架、提高凿岩精度 …… (238)
4.10.6 改进装药系统及其工作参数 …… (239)
4.10.7 垂直平行密集束状孔爆破技术 …… (240)
4.10.8 提高耙矿巷道稳固性的技术措施 …… (242)
4.10.9 试验采场主要技术经济指标 …… (243)
主要参考文献 …… (245)

1 绪 论

1.1 概 述

本书所指的地下难采铁矿山，从矿体赋存条件方面可分为两类，一是缓倾斜中厚矿体，如玉石洼铁矿和西石门铁矿，原张家洼矿山公司的小官庄铁矿；一是急倾斜厚矿体，如金山店铁矿张富山矿体，弓长岭铁矿及镜铁山铁矿破碎矿体。这些难采矿山的共同特点是矿体赋存条件极为复杂，矿石和围岩松软破碎。表 1-1 列出了 6 个难采矿山的矿体赋存条件。其中“两洼一店一门”（玉石洼铁矿、张家洼铁矿、金山店铁矿、西石门铁矿）是我国黑色冶金矿山出名的老大难矿山，详细情况见表 1-1。

表 1-1 地下难采铁矿山的矿体赋存条件

序号	矿山名称	矿床类型	矿体赋存条件					围岩特征	
			矿体形态	采深（m）	厚度（m）	倾角（°）	矿体稳固性	上盘围岩	下盘围岩
1	玉石洼铁矿	接触交代矽卡岩型磁铁矿床	似层状变化大	180	20～40 平均 36	上部 25～50 下部 10～25	磁铁矿 f =7～15，矿体中常有矽卡岩穿插，从不稳固到极不稳固	石灰岩，多呈块状结构，不稳固	蚀变闪长岩，碎裂结构、稳定性差，局部矽卡岩，极不稳固
2	西区小官庄铁矿	司上	形态复杂变化大上下呈蚌壳状	450 以上	30～50	上盘 10～17 下盘 20～30	浸染状磁铁矿含质地松软的脉石矿物，不稳固。矽石矿不稳固，矿体内穿插闪长玢岩和矽卡岩极不稳固	粘土质砂岩红板岩，极不稳固	蚀变闪长岩和矽卡岩，极不稳固

续表 1-1

序号	矿山名称	矿床类型	矿体赋存条件					围岩特征	
			矿体形态	采深（m）	厚度（m）	倾角（°）	矿体稳固性	上盘围岩	下盘围岩
3	东区小官庄铁矿	接触交代型矽卡岩磁铁矿床	透镜状或似层状	450以上	20～50	10～13	矿石中等稳固或不稳固	粘土质砂岩极不稳固	蚀变闪长岩和矽卡岩极不稳固
4	金山店铁矿 I采区	同上	似层状或透镜状	80	平均38	66	块粉状富铁矿和贫铁矿，粉矿含量20%，矿体内夹石主要是矽卡岩，极不稳定，可崩性好	变质砂岩，角页岩中等稳固	石英闪长岩，中等稳固
5	金山店铁矿 215矿块 I采区	同上	同上	138	15～44 平均30.2	84～90	粉状磁铁矿占78.6%，极不稳固，块矿中等稳固	角页岩，中等稳固，矽卡岩不稳固	石英闪长岩、大理岩、中等稳固至稳固
6	西石门铁矿 南区	同上	形态极为复杂繁复	280	6～15 平均12.6	两翼10～30 中间5～10	块状和致密浸染状磁铁矿为主 $f=10$，中等稳固。矿体内有矽卡岩夹层，不稳固	角砾状大理岩和矽卡岩化角砾状大理岩，稳固性差	矽卡岩为主，蚀变闪长岩，不稳固
7	弓长岭井下 西区铁矿	沉积变质磁铁矿床	层状	317	Fe_5 平均13.1 Fe_4 平均13.5	77～85	Fe_5 层铁为块状磁铁富矿，矿石质脆，节理发育，不稳固。 Fe_4 层铁为条带状磁铁石英岩（贫矿）稳固	Fe_6 混合岩稳固，近矿为绿泥片岩不稳固 $f=3$～5 Fe_5 为斜长角闪岩，稳固 $f=8$～10	Fe_6 为绿泥片岩，不稳固，$f=3$～5，Fe_4 为石英黑云母钠长岩稳固 $f=10$～12

续表 1-1

序号	矿山名称	矿床类型	矿体赋存条件					围岩特征	
			矿体形态	采深(m)	厚度(m)	倾角(°)	矿体稳固性	上盘围岩	下盘围岩
8	镜铁山铁矿 N4矿块	沉积变质铁矿床	层状	110	30~40	70~90	菱铁矿、镜铁矿 $f=12\sim18$ 矿石坚硬破碎，不稳固	黑灰色千枚岩 $f=5\sim10$，中等稳固	灰绿千枚岩 $f=8\sim10$，中等稳固。矿岩接触带稳固性差

自 1965 年我国从瑞典正式引进无底柱分段崩落法及其配套的无轨采矿设备以来，在我国金属矿山迅速推广。据 1985 年对 15 个重点地下铁矿山所用的采矿方法统计，崩落法占 94.1%，空场法占 5.9%，其中无底柱分段崩落法占 90.7%，几乎采用单一的无底柱分段崩落法。上述 6 个难采铁矿山在攻关前主要是采用无底柱分段崩落法。

从表 1-1 中可以看出，难采铁矿体的主要地质赋存特征为：矿体本身松软破碎，围岩不稳固，特别是近矿围岩，节理裂隙极其发育；大部分矿床为高温热液接触交代矽卡岩型磁铁矿床，矿体形态复杂，多呈似层状、透镜状；矿体内穿插矽卡岩夹层，顶底板起伏变化较大；缓倾斜中厚矿体居多，使用崩落法开采时，上、下盘及两翼三角矿柱矿石损失大，尤其是下盘侧难以回收；急倾斜厚矿体中有 3 种情况，一是节理、裂隙和断层发育，二是粉矿多，矿石稳固性极差，三是矿体虽然坚硬，但是非常破碎。

表 1-2 列出 6 个难采铁矿山自 70 年代初期相继投产以来，至攻关前的主要指标。从表 1-2 中看出，有的矿山投产长达 17 年，有的矿山是从“七五”初期投产，然而产量都是一直上不去，实际达产率为 20~50%；经济效益很差，甚至长年亏损；矿石回采率平均为 65.54%，贫化率平均为 20.8%，回采率最低只有 43.87%，贫化率最高达 25.9%。

表 1-2　六个难采铁矿山攻关前主要指标

矿山	年代		产量（万 t/a）			回采率（%）	贫化率（%）	1987 年盈亏（万元）	主要采矿方法	备注
	投产时间	统计时间	设计规模（建成能力）	实际达到	达产率①（%）					
玉石洼铁矿	1977.12	1984	70	31.44	44.9	78.79	23.26	480	无底柱分段崩落法	1987 年攻关后转为盈
小官庄铁矿	1985.9	1986	250	47.31	18.9	33.87	25.90	−415	无底柱分段崩落法	全公司亏损额
其中 东区				17.07		37.1	35.60			
其中 西区				20.06		42.9	20.80			
金山店铁矿	1976	1985	150	33.94	22.6	52.60	18.30	−767	无底柱分段崩落法、有底柱分段崩落法	
西石门铁矿	1986	1987	220	50.1	27.3	59.30	19.26	−607	南区底板漏斗有底柱崩落法、中区无底柱分段崩落法	
弓长岭井下铁矿中央区	1968.8	1985	220	117.75	53.4	85.28	22.94	−368	西区电耙出矿有底柱阶段崩落法	
镜铁山铁矿	1970	1985	500	244.56	48.91	83.40	15.15	218	无底柱分段崩落法	1988 年亏损 448.7 万元

①达产率为矿石实际产量与建成能力之比。

造成这种局面的原因是多方面的，主要原因还是矿体难采，选用的采矿方法不当，采矿工艺不合理，与矿体赋存条件不适应。

为了扭转这种困境，使难采矿体采矿技术尽快过关，冶金部矿山司于1986年4月在张家洼矿山公司召开了第一次地下重点铁矿技术攻关座谈会。在会上确定小官庄铁矿、玉石洼铁矿、西石门铁矿、金山店铁矿、弓长岭铁矿和镜铁山铁矿6个矿山为采矿技术攻关矿山，规定了攻关目标、内容和进度，组织了北京科技大学、东北大学、马鞍山矿山研究院、青岛冶金矿山大学、武钢矿山设计研究所、鞍钢矿山研究所等研究单位，与这些矿山企业共同开展采矿技术攻关[2][3]。

1.2 难采矿体开采中的主要问题

(1) 地压活动剧烈。地压显现经常是以突发性方式迅速转移，造成大面积冒落。

玉石洼铁矿于1986年7月中旬，一采区250m分段以1#联巷的2#进路口冒落作为突破口，引起2#至6#进路间，大约2000m²大面积来压，造成2#进路部分，3#、4#进路全部，5#进路部分报废[4]。

金山店铁矿Ⅱ采区，无底柱分段崩落法回采±0m与－10m分段时，1984年8月24日首先由+0m7#、8#、9#进路的局部冒顶片帮开始，至1984年10月16日，不到两个月时间，±0m分段的5#至13#进路，－10m分段11#～22#进路相继发生大面积冒落破坏[3]。

1993年该采区－70m分段14#进路垮冒后，由于支承压力外移，造成15#～31#共计16条进路相继冒落[4]。

弓长岭井下铁矿－160m阶段东区19号溜井至20号溜井之间的下盘联巷部位，1987年5月，当－112m分段此处冒落后，－124m分段的相应部位相继冒落，这时－136m和－148m分段相应部位开裂、掉渣，经过不长时间全部冒落，这4个分段几乎是同时冒落。6号溜井及其附近，从－120m至－150m分段也是几乎

同时冒落或冒堵，立即在—140m 分段 6 号溜井附近巷道变形明显增大，很快该溜井随之冒堵[6]。

（2）井巷大量冒落，中深孔破坏严重。无底柱分段崩落法适用条件中最重要是矿体和下盘围岩稳固性在中等以上，由于在回采进路中广泛使用大型无轨采、装、运设备，巷道断面大多数为 10～13m²，分段运输联络巷道和溜井又常布置在下盘围岩中，由于矿体软破，下盘围岩不稳固，以及采动引起的应力集中，必然造成进路、联巷、溜井大量垮冒及中深孔严重破坏。

玉石洼铁矿一采区 260m，270m 分段下盘侧共有 1011m 巷道，垮冒 441m，巷道破坏率 43.6%。

小官庄铁矿西区—230m，—240m 和—250m 三个分段共有巷道 5551m，其中 757m 垮冒报废，2066m 严重破坏需重新支护，巷道报废率 13.6%，总破坏率 50.9%。作为咽喉巷道的联巷破坏率高达 65.9%。采区内 8 条溜井都发生不同程度破坏，其中下盘的 4 条溜井全部报废，上盘 4 条溜井经多次维修才勉强维持生产[7]。

小官庄铁矿东区，已生产的—230m，—240m 分段，垮冒巷道总长度约占掘支总量的 30～40%，—250m 采准巷道完好率不足 50%。4 条溜井中有 2 条报废，另两条溜井只能在—250m 分段以下使用[8]。

金山店铁矿二采区 215 矿块 —30m～50m 分段，每条进路只掘到块矿与粉矿交接处就发生冒落堵死，巷道垮冒率 51.5%，掘进到位率仅达 48.5%，占粉矿巷道长度 13%。该矿块±0m 至—50m分段共掘支粉矿巷道 1594m 巷道，垮冒报废 1345m，报废率达 84.4%。该矿二采区—75m 分段自 1990 年 3 月开始至 1992 年 8 月先后掘支脉内进路为 529m，其中垮冒后二次修复的巷道 197m 占 37.2%，414m 的进路不能掘进到位。—75m 分段 41 条进路中，垮冒 23 条，占 56%[9][10]。

弓长岭井下铁矿 —160m 阶段东区，14931m 巷道中垮冒长度 2032m，破坏率 13.6%。其中下盘分段运输巷道破坏率高达 42.6%，致使与其相联通的穿脉进路不能使用，实际巷道利用率

仅为 61.5%。在 19 条溜井中有 6 条溜井因片帮，堵塞而废弃，破坏率占 32%[9]。

镜铁山铁矿 N 矿体东部，29 号勘探线以东，平底柱阶段自然崩落法试验矿块中，3072m 水平巷道局部冒顶有 15 处之多，掘进长度 565m，其面积为 1921m²，而冒落长度达 211.5m，冒落面积达 753.1m²，巷道破坏率达 39.2%[11]。

小官庄铁矿西区 -240m 分段对 360 个炮孔调查，破坏率达 63.2%，-250m 分段 102 矿块 330 个炮孔，破坏率达 53.3%，由于中深孔严重破坏，悬顶次数达 0.25 次/kt，处理悬顶、隔墙的补孔数高达 10.2m/kt[12]。长石洼铁矿的一采区 260m 分段 203 采场中深孔破坏率 25%。金山店铁矿Ⅱ采区 215 矿块－60m 分段粉矿中约有 30%的中深孔发生严重的变形破坏而报废。

镜铁山铁矿中深孔塌孔破坏为 20～25%。

(3) 生产系统遭到严重破坏，合理回采顺序被迫打乱。小官庄铁矿东区原有 4 条溜井，其中 182 溜井于－280m 至－250m 之间发生大量塌落，-270m 处塌落直径约 14m，－250m 处塌落面积约 500m²，只得从 -240m 用采下废石充填，报废此井。162 溜井也于－270m 至－250m 之间，因发生大塌落而报废。只剩下 181 和 161 两条溜井，也只能在 -250m 以下使用，而 181 溜井又因渗水不能贮矿。因此，出矿系统遭到破坏，致使－240m 和－230m 两个分段回采出矿发生困难[8]。

小官庄铁矿西区 -230m、-240m 及 -250m 三个分段的北翼通风巷道破坏，使采场通风极为困难。-250m 下盘脉外通风巷道，曾两次返修，结果还是巷道底鼓达 1.5m，两帮挤出，钢轨折断，全断面挤死，造成西区整个通风系统破坏。

金山店铁矿Ⅱ采区共有 5 个矿块，215 矿块位于采区中部，垂直范围从 +14m 至－60m。由于粉矿量高达 78.56%，地压大，原设计采用无底柱分段崩落法，大部分水平的进路掘进到靠近下盘的块、粉矿交界处就均冒了，仅回采下盘块矿部分，而绝大部分粉矿无法回收，为了完成产量，只有加快下盘块矿的回收，这样

就形成了Ⅱ采区“中间低、两翼高”的不合理的回采顺序，同时也打乱了全矿的正常开采秩序[15]。

小官庄铁矿东区原设计进路的回采顺序由上盘向下盘，并按此顺序布置溜井和通风井，形成采场的出矿系统和通风系统。但由于下盘联巷垮冒严重，被迫改变了回采顺序，由矿体上盘和下盘向中央联巷方向退采，由于应力集中，致使中央联巷的矿柱垮冒严重，造成大量矿石损失。

弓长岭井下铁矿－160m 阶段东区原设计回采顺序沿走向由东向西后退式回采，穿脉进路由上盘向下盘退采，溜井布置在下盘。实际生产中由于某些进路破坏沿走向未能作到逐条进路顺序回采，而是经常绕过破坏的进路，而又不进行爆破处理，实际上是哪条进路好采就先采，如 6″溜井附近从－120m 分段至－150m 分段，几乎都有 2～3 条进路已凿完中深孔，而未爆破就放弃了，结果造成 6″溜井在 4 个分段的高度上几乎同时冒死。在垂直走向上，由于下盘联巷破坏（如该西区 300m 地段，下盘联巷破坏率高达 62.6%），只好在矿体中重掘 910m 中间联巷，占该段巷道总长的 16%，回采顺序改为上、下盘向中间联巷退采，造成大量矿石损失，尤其是中间联巷与十几条穿脉进路相交，形成众多的十字形交岔口，加速巷道再次垮冒。另外，当前该东区 300m 的－160m 分段已经结束，而西 400m 仍在－112m 分段出矿，垂直高差近 50m，这种东高西低的格局，必然在这两个矿段邻界部位形成应力集中带，使其附近巷道遭到严重破坏[16]。

镜铁山铁矿Ⅰ、Ⅳ矿体东部，由于破碎矿体的矿石一直无法用无底柱崩落法进行回采，如 1987 年Ⅳ矿体 19 线以东矿体仍维持在 3140m～3160m 水平上，而以西矿体已下降到 3072m 水平，两者高差达 68～88m，这种东高西低的不合理的开采顺序，不仅损失约 1000 万 t 矿石，而且必然造成严重的地压问题，直接干扰矿山的正常生产[11]。

（4）缓倾斜矿体回采中问题。从表 1-1 中看出玉石洼铁矿，小官庄铁矿西区和东区均是缓倾斜矿体，采用无底柱分段崩落法回

采遇到的问题之一，是在上、下盘及两翼形成三角矿带，此处矿石损失贫化大；采准工作量大，上盘与两翼的三角矿带地压大，巷道掘支困难，破坏严重。

玉石洼铁矿回采转入 170m 中段后，倾角变缓，多为 10°～25°。该矿通过计算分析，若矿体垂厚 12m，仅布置一个分段回采时，进路间脊部残留矿量约占分段矿量的 55%，矿体垂厚 22m 布置两个分段回采时，脊部残留损失占 30.2%，当垂厚达 32m 布置 3 个分段时，脊部残留损失仍占 20.8%[14]。

小官庄铁矿西区上盘倾角平均 15°，两翼倾角平均为 11°，按原设计凡本水平底板以上矿厚达 7m 均布置采准工程，—260m 分段需掘 5100m 采准巷道，采准比高达 11.6m/kt。该区下盘倾角约为 20°～25°，各分段中仅下盘三角带中矿量约占本分段矿量的 20%左右，必须采切下盘岩石才能回收这部分矿石，使采出矿石成本高贫化大。如果回采不好，使上部诸分段各种原因造成的残留矿石将永久损失于地下[15]。

小官庄铁矿东区倾角 10°～13°，穿脉进路近上盘侧约占三分之一混入较多的覆岩而大量贫化，下盘约占三分之一的三角矿柱无法回收而大量损失[8]。

缓倾斜矿体的三角带一般都处在支撑压力带，地压活动激烈，如小官庄铁矿西区—230m～250m 分段水平巷道破坏率 50.9%，而其中位于三角带的巷道破坏率高达 71.2%。

(5) 矿石损失贫化严重，产量上不去，经济效益差。由于巷道大量垮冒造成矿石损失贫化的统计数据见表 1-3。

如前所述，从表 1-2 中也看出“七五”采矿技术攻关前，6 个攻关矿山年产量与设计年产量相差甚远，回采率低，贫化率高。因

表 1-3 矿石损失贫化统计数据表

矿山名称	水平 (m)	巷道破坏率 (%)	损失矿量 (t)	矿石损失率 (%)	矿石贫化率 (%)
玉石洼铁矿	270	31.77	179098	71.00	22.50
	260	73.52	83458	89.00	22.50

续表 1-3

矿山名称	水平 (m)	巷道破坏率 (%)	损失矿量 (t)	矿石损失率 (%)	矿石贫化率 (%)
小官庄铁矿西区	−230	35.00	13395	47.91	14.81
	−240	61.00	6484	61.56	22.79
	−250	49.50	65300	35.93	20.33
小官庄铁矿东区	−230	30~40		67.60	39.70
	−240	30~40	-	84.20	39.80
金山店铁矿215矿块	+14~−50	59.4（粉矿中84.4）	180900	56.72	24.98

此经济效益差，亏损严重。

1.3 采矿技术攻关成效显著

“七五”期间，冶金部矿山司认真组织井下采矿技术攻关，1987、1988年都召开了大型攻关座谈会，1989、1990年又分别到攻关矿山检查工作，听取前一年工作汇报，落实当年计划，解决出现的问题，写成纪要，以促进攻关工作。同时对攻关成果及时地组织专家进行鉴定[28]。

1987年12月玉石洼铁矿第一个攻克下采矿技术难关。至1992年10月止，6个难采矿山10个课题全部通过冶金部组织的技术鉴定，采矿技术攻关圆满完成任务，取得了显著的成效。表1-4中列出6个难采铁矿山攻关后主要成果。各矿攻关都取得显著成效，矿石产量有了大幅度的提高，年均递增10%左右，尤其是小官庄铁矿，矿石产量年均递增25%，回采率显著提高，大部分达到80%以上，贫化率降低到20%左右，巷道完好率达到95%以上；总效益5569万元，安全状况大有改善。

在采矿技术工艺和采矿方法方面，6个难采矿山都结合本矿具体条件作了大胆尝试，重大的革新与创造，在采矿技术上取得重大突破，概括起来有如下几点：

表 1-4　六个难采铁矿山攻关后主要成果

攻关单位	产量(万 t)		回采率(%)		贫化率(%)		攻关期间经济效益(万元)	攻关的采矿方法	参加攻关单位	鉴定时间	获奖情况
	1991 年	增长①(%)	1991 年	增长①	1991 年	降低②					
玉石洼铁矿	40.88	30	89.57	10.78	20.40	2.86	379.5 (1985.3～1987.12)	无底柱分段崩落法	东北大学	1988.5	1989 年冶金部科技进步三等奖
小官庄铁矿	113.17	143.4	81.92	48.05	27.62	+1.72	2038.84				
东区	26.5	55.2	113.63	76.53	25.89	9.79	501.33 (1986.6～1989.11)	垂直分条崩落法	东北大学	1990.5	1991 年冶金部科技进步二等奖
西区	41.52	106.9	76.56	33.66	29.5	+8.7	1537.51 (1986.7～1990.8)	无底柱分段崩落法	北京科技大学 马鞍山矿山研究院	1990.12	1992 年冶金部科技进步一等奖
金山店铁矿	78.14	130.5	75.80	23.20	24.5	+6.2	1025.71				
Ⅰ采区西部							506.2 (1986.3～1990.2)	矿块崩落法(阶段自然崩落法)	武钢矿山设计研究所	1991.9	1992 年冶金部科技进步二等奖

续表 1-4

攻关单位	产量(万 t)		回采率(%)		贫化率(%)		攻关期间经济效益(万元)	攻关的采矿方法	参加攻关单位	鉴定时间	获奖情况
	1991 年	增长①(%)	1991 年	增长①	1991 年	降低②					
Ⅱ采区 215 矿块							519.51 (1989～1992.4)	端部出矿阶段自然崩落法	马鞍山矿山研究院，青岛冶金矿山大学	1992.6	1993 年冶金部科技进步三等奖
西石门铁矿	101.37	120.4	73.36	14.06	26.71	7.45	747.3 (1986.3～1990.2)	垂直平行密集束状孔自底柱崩落法	北京科技大学	1990.8	1991 年冶金部科技进步二等奖
弓长岭铁矿(深井区)	121.9	3.5	88.64	3.36	21.30	1.64	339.67 (1987.1～1991.2)	分段留矿崩落法	鞍钢矿山研究所	1992.3	1993 年辽宁省科技进步三等奖
镜铁山铁矿 3 采区Ⅵ矿体东部	329.5	34.7	84.91	1.51	11.85	3.7	838.44 588.44 (1987～1992.6) 250 (1988～1991.5)	平底柱阶段自然崩落法 无底柱阶段自然崩落法	马鞍山矿山研究院	1992.10	1993 年冶金部科技进步一等奖

①产量和回采率增长是指 1991 年产量与各矿攻关前情况(见表 1-2)相比较。

②贫化率降低是指 1991 年贫化率和各矿攻关前情况(见表 1-2)相比较。

（1）从研究采场地压显现入手，掌握、适应和利用采场地压活动规律，变害为利，大大改善应力环境，有效、主动地控制了采场地压，从根本上治理了地压大的问题；

（2）适应矿岩松软破碎和地压大的条件，大力推广光面爆破，超前支护，喷锚网分级支护和金属拱架等加强支护的软破矿岩巷道支护配套工艺，基本上消除了巷道破坏问题；

（3）提出了以控制采场地压为中心的综合采矿新工艺。根据采场地压活动特点，采用调整回采顺序，合理布置采准工程，优化采场结构参数，分级强化开采，卸压开采，使生产系统正常化等一套综合采矿新工艺；

（4）通过上述技术手段，以及成功运用并段回采上盘及两翼三角矿带，切岩回采下盘三角矿带，在下盘设回收进路等技术措施，总结出无底柱分段崩落法在地质条件复杂、矿岩松软破碎、采场地压大、缓倾斜矿体中应用的采矿技术，并取得重大突破；

（5）适用于难采矿体的一批创新的采矿方法试验成功，如垂直平行密集束状孔有底柱崩落法、垂直分条有底柱崩落法、矿块崩落法、端部出矿的阶段自然崩落法、平底柱阶段自然崩落法、无底柱阶段自然崩落法以及分段留矿崩落法等，从而改变了单一的无底柱分段崩落法的局面展示了以崩落法为主的多种方法、方案并存的发展趋势；

（6）制定一批行之有效的生产技术管理规程。在攻关过程中，各矿都加强了生产技术管理，根据生产需要改变劳动组织形式。如制定实施《光面爆破施工技术要求与管理办法》、《井巷掘进与支护管理办法》、《中深孔设计、施工与验收管理办法》、《矿石损失贫化管理细则》、《铲运机司机、维修工和修路工集体承包的联保责任制》、《出矿量、截止品位的双指标控制出矿管理》、《垂直分条阶段崩落法技术规定》等一系列生产技术管理规章制度。以及组织掘支综合工作队，凿岩工段与出矿工段合并等组织形式。实施按质、按量付酬付奖，调动了广大工人的积极性，确保产量任务完成，促进了技术攻关的顺利进行。

2. 难采矿体采场地压活动及其控制方法

2.1 概 述

采场地压是原岩作用在采场顶板、矿壁（矿柱）、围岩上的压力与围岩因位移或冒落岩块作用在支护结构上压力的总称。

地压显现的基本原理是在矿床开采过程中，由于形成空间（采场和巷道），破坏了原岩应力平衡，在采场周围形成二次应力场（图 2-1，图 2-2），应力重新分布，产生应力集中的结果。一般在顶板内出现应力降低区及由最小主应力引起拉应力区。两帮及

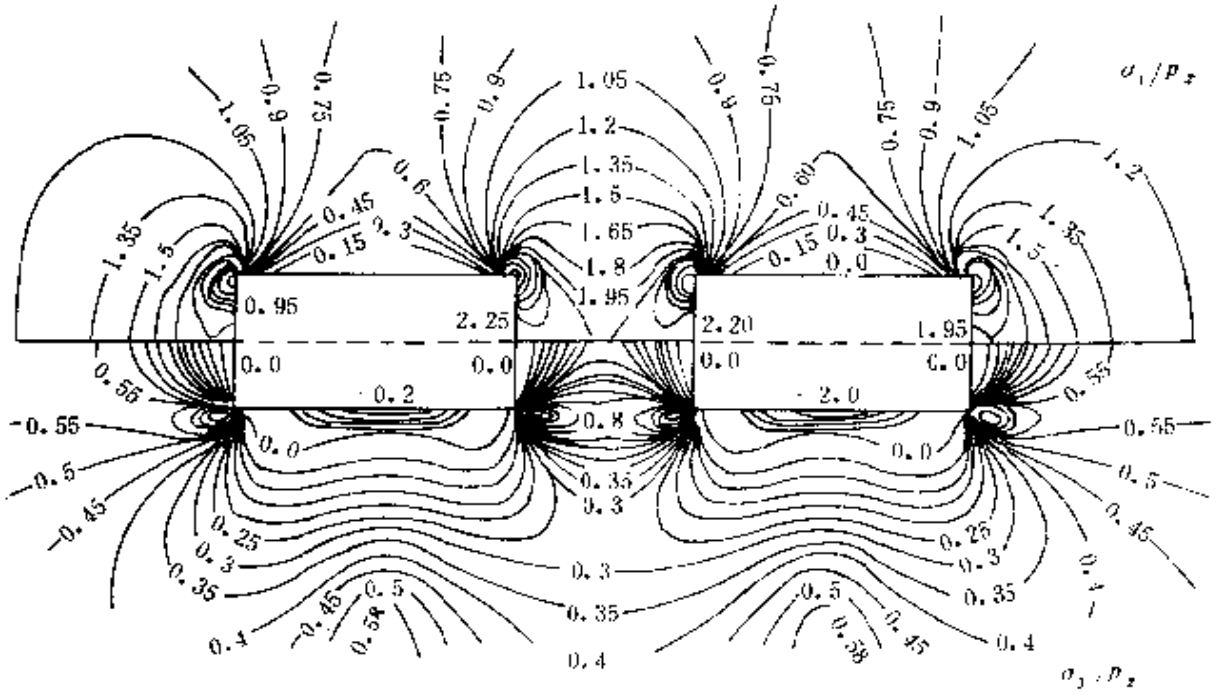


图 2-1 水平矿床采场周围岩体中应力分布

σ_1—最大主应力；σ_3—最小主应力；P_z—原岩应力垂直分量；$P_z=\gamma H$

矿柱中应力升高，即应力集中区。同时在二次应力场中由于采动影响，还可能发生应力叠加。因此采场围岩内部应力有时大大超过原岩应力。二次应力场与采场或巷道的尺寸、断面形状有关，并

随采掘工作进行在时间上、空间上不断变化。采场地压活动与二次应力场有直接关系[16]。

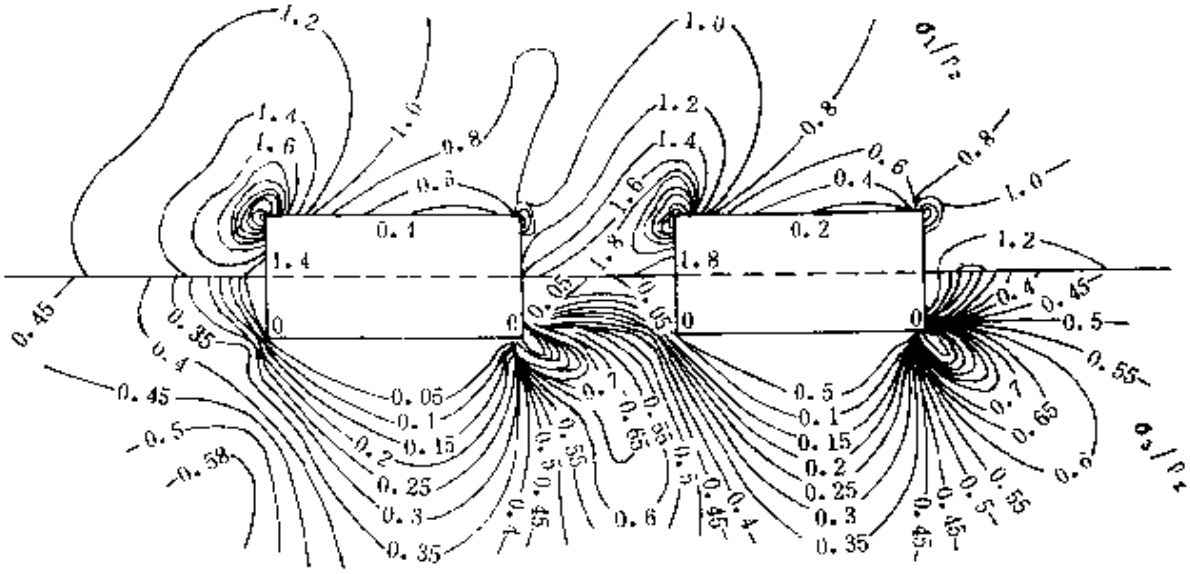


图 2 2　倾斜矿床顶板及矿柱中应力

当围岩内部应力超过脆性岩石的强度极限或者塑性岩石的屈服极限时，首先在回采空间的周边或巷道周边发生变形、位移和破坏，或者被结构面切割的岩块脱落，顶板冒落，两帮折断，底板起鼓，矿壁或矿柱劈裂。如果支护结构强度不够或者支护形式不合理，便发生钢棚压弯，钢筋混凝土墙、拱开裂，喷网悬挂，锚杆脱落等。这些矿岩与支护结构变形与破坏统称地压显现。可见地压显现是矿岩内部应力作用的结果及其外部表现，看得见，摸得着，容易被人们所重视。井下巷道与支护，一旦出现较大地压影响到生产时，就迫使人们千方百计的加强支护。玉石洼铁矿技术攻关初期，在井下经常看到地压大的巷道，先用钢筋混凝土支护，当支不住时，再套一层钢棚子，有的地方连套两层钢棚子还是压坏。然而人们往往忽视对矿岩内部应力的控制，事实上只要对应力集中程度或应力叠加稍加控制，就会大大减少支护和支护费用，收到事半功倍的效果。

采场地压活动与采矿方法密切相关。“七五”期间，冶金矿山

地下难采矿体技术攻关中，全部都是采用崩落采矿法，尤其是对软破矿岩和深埋缓倾斜矿体条件下，针对使用无底柱分段崩落法存在的问题进行的。

无底柱分段崩落法的凿岩、落矿、出矿都在回采进路中进行，矿岩经过分段运输联络巷道倒入溜井运出，因此采场地压显现是通过回采进路、分段运输联络道、溜井及中深孔变形与破坏反映出来的。

有底柱崩落法的崩落矿石从底部出矿巷道中放出，上覆岩层和上、下盘围岩不断崩落，并充填采空区。在崩落的矿石和上部覆岩石的重力作用下，将矿块底柱压坏。因此地压显现主要是底部出矿巷的变形与破坏。

从6个地下难采铁矿技术攻关过程中表明，尽管存在着各种各样的技术难关，但是首要的问题还是地压活动强烈，井巷大量垮冒。因而，各矿的技术攻关也都是从采场地压研究入手，以现场宏观地压调查和观测为主，辅以室内矿岩力学性质实验，物理模拟实验，以及数值计算等手段，在大量收集到为解决生产实际问题的第一手资料的基础上，总结现场的实际生产经验，上升到理论分析，提出地压活动的一般规律。进而适应和利用地压活动规律，采取最大限度的减小或者避免地压危害的一套综合治理地压的技术措施，即采场地压控制方法。可以说，技术攻关所取得的重大技术成果归结到一点，就是采取了以控制地压为中心的综合采掘技术工艺。

“七五”攻关期间，着重从应力控制角度提出比较切合生产实际的地压活动一般性规律，而且已被攻关实践证明了确有成效的一整套地压控制方法，这是近几年来在地压研究领域中重大技术进步。

本章主要结合无底柱分段崩落法论述采场地压显现特点，采场地压活动规律，采场地压活动原因和采场地压控制方法。最后一节介绍阶段自然崩落法的采场地压活动及其控制方法。

2.2 采场地压显现特点

2.2.1 巷道破坏的典型形式

(1) 顶板冒落 常见有拱型冒落，人字滑冒落，楔形块体滑移冒落和筒状冒落。

在玉石洼铁矿拱型冒落一般发生在松散结构的矽卡岩、蚀变闪长岩、矿岩接触带以及具有碎裂结构的石灰岩中。有时先冒落后片帮，又继续扩大冒落；有时先片帮后冒落，最后达到自然平衡拱状态。冒落呈锅底状，冒高 0.5～3.0m，两帮坡角约 60°～70°。如玉石洼铁矿 250m 分段 1 号联巷 1″进路距进路口 18.5m 处，矽卡岩地段先是顶板冒落，由于两帮岩石松软，又出现片帮，使冒落拱扩大，最终形成大型冒落拱（图 2-3）。

在弓长岭井下铁矿，人字滑冒落常发生在断层和节理发育的 Fe_6 富铁矿层中，由于顶板中存在非常发育的斜交节理，冒落后的轮廓呈平整的三角形，其尺寸决定于斜交节理的交错情况。尤其是两条沿走向断层的交线近于平行巷道轴线，且交叉点深入顶板内部时，最容易产生大型“人字滑”冒落。图 2-4 是位于－160m 水平七盘运输巷道中，上帮有一条上倾 70°左右的走向断层，下帮有一下倾 65°的节理面，形成一条长 2.5m，宽 4.0m，高 3.0m 的大型人字滑冒落。

小官庄铁矿西区楔形块体滑移冒落多发生在呈块状结构的 Fe_1 矿体中，冒落地点大多数都在联巷与进路的交岔口处，垮冒块度最大者达几十吨。如该矿－250m 分段 105 联巷与 5″进路交岔口处，曾发生过大块的楔形块体滑移冒落（图 2-5）。

金山店铁矿纯粉矿体巷道中，经常见到筒状冒落（图 2-6）。粉矿巷道拱顶稍有扰动即呈流砂状冒落，首次冒落高度约为 0.4～1.2m，一般稳定 2～3 天之后第二次冒落，若是支护不及时，并在巷道处出矿时，冒落将呈筒状向上发展，直到上分段，甚至到上阶段运输巷道，冒高可达 10～50m，很快就冒堵巷道。如二采区－75m 水平 3″～44″的 41 条回采进路中，粉矿冒落就有 23 条，

其中29#进路由于下部粉砂矿形成筒状冒落，而在底板处形成0.8～1m² 的塌陷坑。

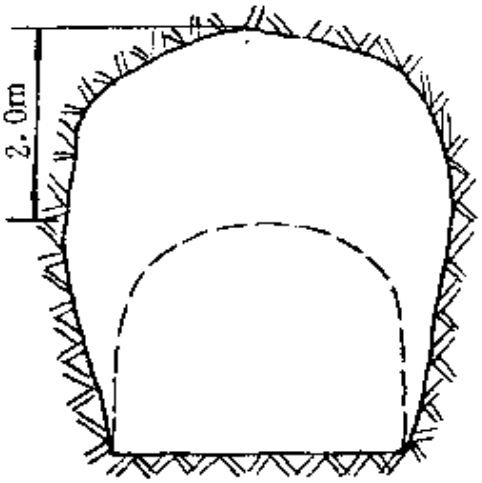


图 2-3　大型冒落拱

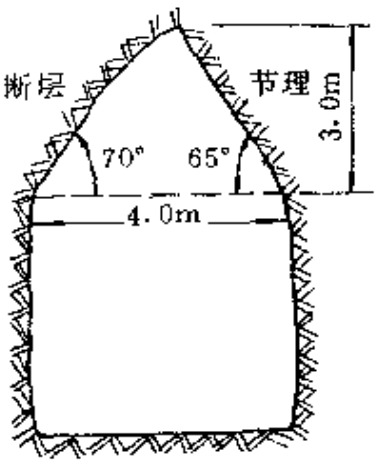


图 2-4　大型人字滑冒落

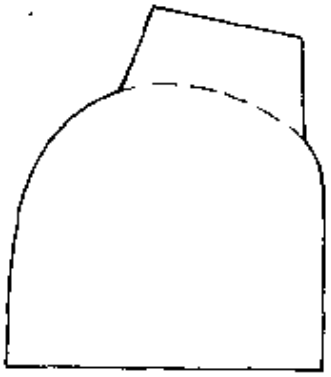


图 2-5　楔形块体滑落

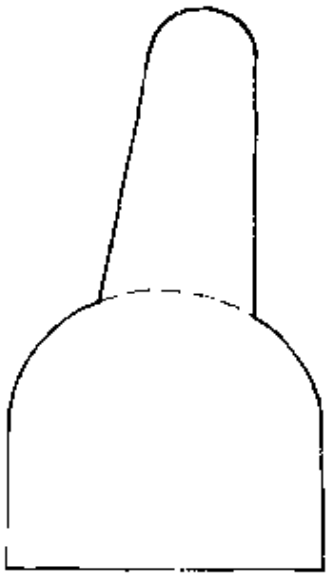


图 2-6　筒状冒落

(2) 顶板剥皮与开裂。在顶板上出现一层或几层与顶板暴露面近似平行的裂隙面。剥皮裂隙面多在各自层内形成，剥落岩片多为长条岩片，其厚度为上、下两层裂隙面之间距，故通常为薄

片剥落。弓长岭井下矿－136m 至－148m 水平的斜坡道地段，顶板绿泥片岩曾多处发生顶板剥皮破坏（图 2-7）。玉石洼铁矿在节理发育的碎裂结构闪长岩巷道中，常见沿巷道两帮上部及拱顶层呈拱形脱落，锚杆裸露在外，巷道断面扩大。

顶板开裂是指巷道顶板上出现张开裂缝，其宽度约为 10～50mm，越往深部越窄，逐渐消失。图 2-8 是弓长岭井下铁矿－148m水平斜坡道口穿脉巷道顶板开裂，岩性为绿泥岩夹有石英岩，开缝达 40～50mm。

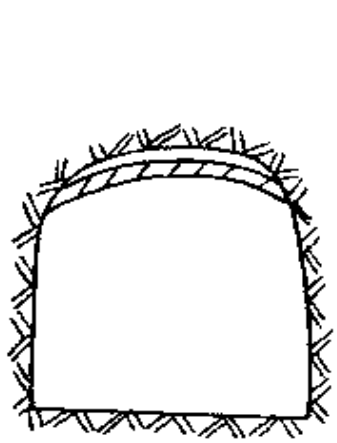


图 2-7　剥皮片落

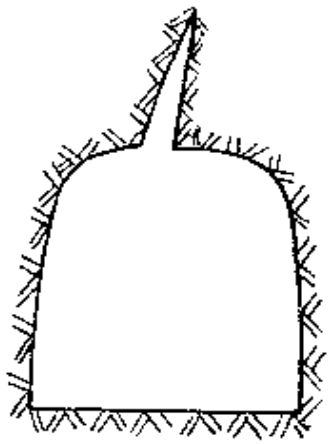


图 2-8　顶板开裂

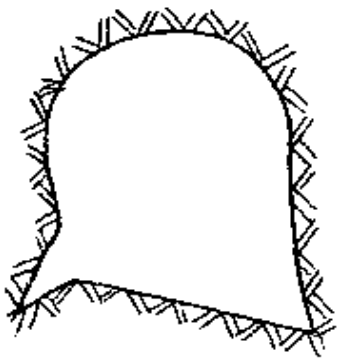


图　2-9　立墙鼓折

（3）片帮与鼓裂。两帮在压剪应力作用下发生侧帮片落、鼓折、劈裂和沿结构面开裂滑移。如玉石洼铁矿块状结构的闪长岩中，两帮压酥劈裂。以及采用钢筋混凝土支护的进路，立墙折断，向巷道内部发生鼓折（图 2-9）。弓长岭井下矿常见绿泥片岩中，两帮或矿柱在压剪应力作用下，沿着片理向巷道内部片落或劈裂。

（4）两帮靠拢及底鼓。一般发生在具有塑性变形的软岩中。玉石洼铁矿 250m 分段矽卡岩出露地段，进路两帮向巷道里靠拢，其位移量随时间增加而增大，仅在五个月内，两帮相对位移量达 0.3～0.5m。并且明显看出左帮位移大于右帮。这是由于左帮间柱先受压劈裂破坏引起的水平应力造成的。该矿 1 号联巷 2# 进路底板隆起约 0.5～1.0m，同时顶板也下沉，两帮内鼓，一个断面为 3.2

×3.1m² 的进路，经过塑性变形后只剩下一个矿车高度，两侧的空缝进人都困难。

（5）溜井片帮与冒堵。溜井壁先发生变形、鼓帮、致使混凝土砌碹脱落、片帮造成垮冒。如玉石洼铁矿一采区 250m 水平 15# 溜井两帮近于垂直方向片帮，深度达 4～5m，并与 260m 水平贯通，引起 1 号联巷 3#，4# 进路间上帮断层开裂。

2.2.2 中深孔及支护破坏的典型形式

小官庄铁矿西区对－230m 和 －240m 两个分段 1000 多个中深孔调查分析；玉石洼铁矿，金山店铁矿，程潮铁矿，桃冲铁矿，镜铁山铁矿等也对中深孔破坏形式作了大量的调查研究，一致认为中深孔破坏的典型形式有错孔、塌孔、缩孔和挤孔。只是由于各矿的矿岩性质和回采条件不同，破坏形式所占比例不同而已。

（1）错孔。一般是由于炮孔穿过的岩层产生剪切变形和位移，使炮孔在轴线方向发生移动错位。小官庄铁矿西区经常在巷道松动范围内，离孔口 1～2m 处发生错孔。其错孔破坏率占 65.4%。金山店铁矿粉矿中约 30%的中深孔发生严重变形而不能装药。错孔是中深孔破坏的主要形式。图 2-10 为桃冲铁矿中深孔错孔破坏情况。

（2）塌孔。炮孔孔壁破坏塌落或碎块将炮孔堵塞，主要发生在软弱破碎矿体中，有时也发生在坚硬破碎矿体中。如镜铁山铁矿Ⅳ矿体，矿石为坚硬破碎矿体，使用无底柱分段崩落法回采工艺中，最大的困难是中深孔凿岩夹钎，拔出钎具后，孔壁掉坚硬小碎块将炮孔堵死，经常有 20～25%的中深孔不能装药爆破，以致报废，只好改用硐室爆破代替中深孔爆破。

（3）缩孔。一般发生在粘塑性矿岩中，孔壁膨胀使孔径缩小，严重者将炮孔封死。小官庄铁矿西区常见于具有流变和膨胀特性的矽卡岩夹层中。

（4）挤孔。在矿石松软地段，炮孔断面变形，将圆形炮孔挤压成椭圆形（挤扁）。在小官庄铁矿西区并有软泥物质挤出。实际上大多数炮孔都有不同程度的挤压变形，但较严重的为数不多。

表 2-1 列出小官庄铁矿西区中深孔各种破坏状况及其所占比

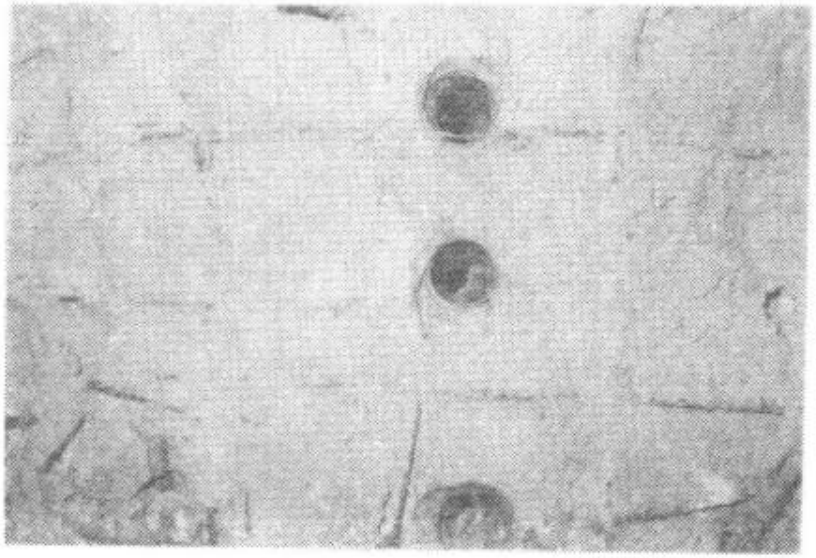


图 2-10　错孔

例[12]。

表 2-1　小官庄铁矿西区炮孔破坏状况

破坏形式	错孔	塌孔	缩孔	挤孔	总计
破坏孔数（个）	134	53	13	5	205
比例（%）	65.4	25.9	6.3	2.4	100

（5）支护结构的破坏。支护结构破坏一方面是由于巷道围岩位移挤压或者有限范围内脱落岩块自重压坏，另一方面又与支护的特性有关。因此支护结构的破坏形式既取决于巷道破坏形式，又决定于支护本身的结构形式，下面仅列举井下常见到支护结构的几种破坏形式。

钢棚子支护主要是钢梁压弯，甚至断裂（图 2-11）。钢棚腿倾斜压弯，整个钢棚变形扭曲（图 2-12）。钢筋混凝土支护时，混凝墙内鼓折断。喷锚网支护的喷层开裂剥落（图 2-13）。喷网粘结岩块垂帘式悬挂（图 2-14）和锚杆裸露（图 2-15）。

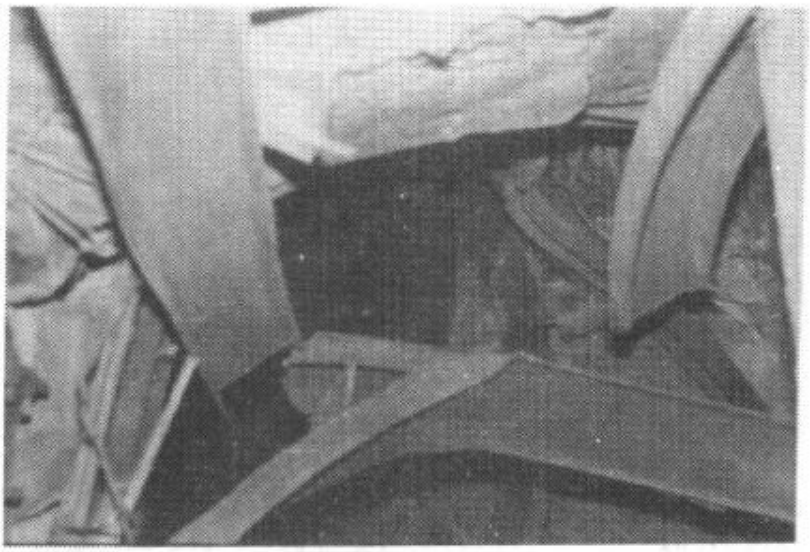


图 2-11　钢梁压弯折断

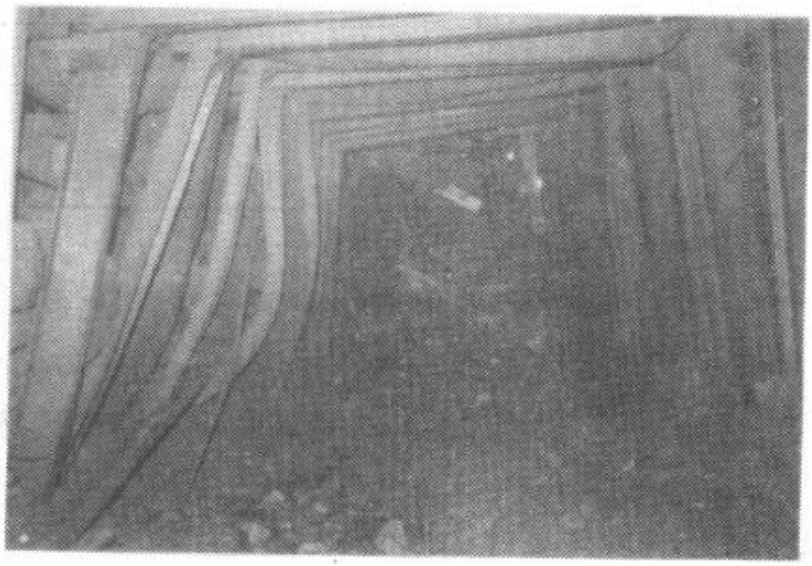


图 2-12　钢棚变形扭曲

2.3　采场地压活动规律

无底柱分段崩落法采场地压活动规律一般表现为下列几

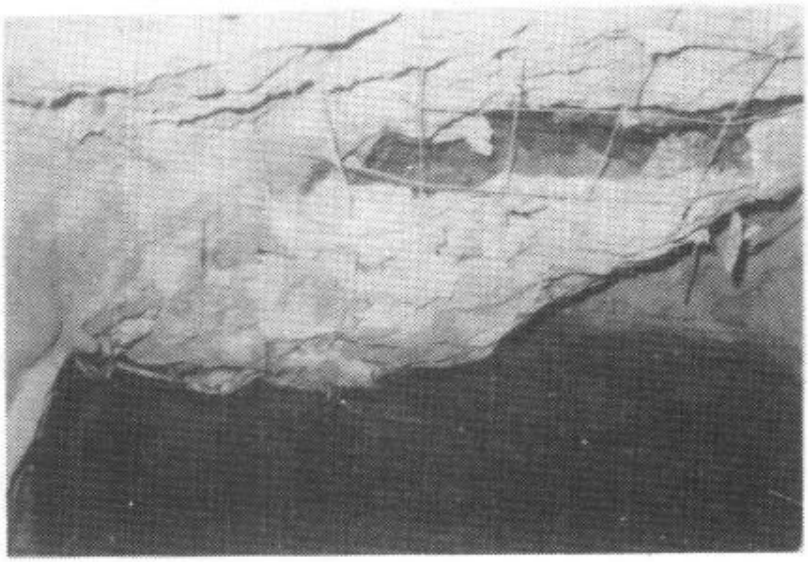


图 2-13　喷层开裂剥落

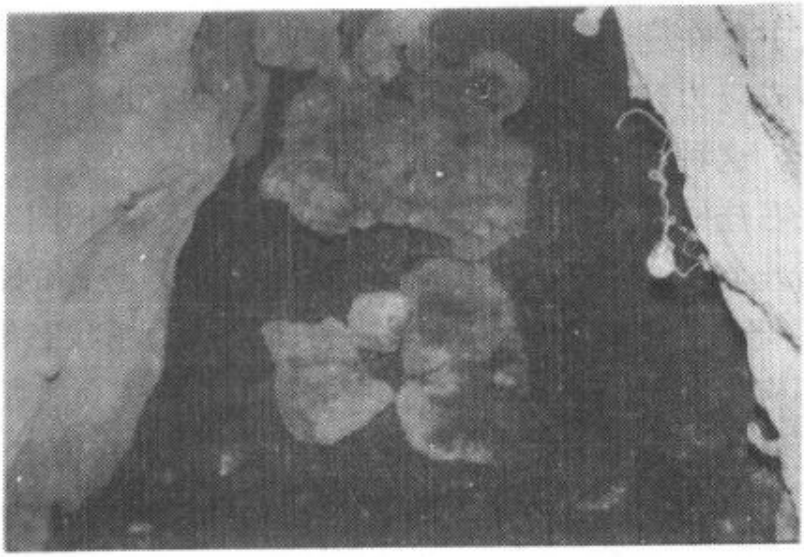


图 2-14　喷网垂帘悬挂

点[17][18][19]。

（1）回采进路周围岩体中存在着移动性支承压力。

在回采进路垂直矿体走向布置情况下，在沿矿体走向方向存

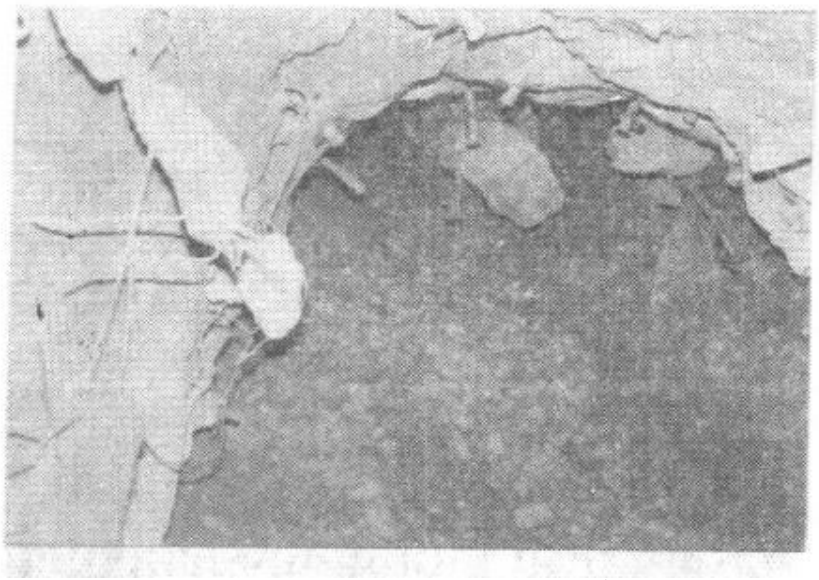


图 2-15　锚杆裸露

在着移动性支承压力。当回采进路开挖之后，破坏了原岩应力平衡状态，应力重新分布，在回采进路周围形成二次应力场，进路顶板岩层中存在应力降低区，甚至可能出现拉应力，而进路之间的矿柱形成应力升高区，矿柱两侧的集中程度也不同。随着进路逐条退采，这种支承压力不断的向外移动。

在玉石洼铁矿，应用有限元计算得出图 2-16 和图 2-17。从图 2-16 中看出在完成采准后，第一分段、第二分段进路的顶板中，垂直应力 σ_y 降低，根据矿岩力学性质和原岩应力场状态等。甚至可能由水平应力 σ_x 引起拉应力。而进路之间的矿柱上垂直应力 σ_y 升高，矿柱两侧的垂直应力 σ_y 集中系数 K 不同，左侧 K＝2.3，右侧 K＝1.5。从图 2-17 中还可以看出进路周边垂直应力 σ_y 分布不均，拱脚处应力值高，墙脚处应力值最大，墙中点应力值则较小。

1986 年 7 月中旬，玉石洼铁矿一采区 250m 分段 1 号联巷 2#～6#进路发生一次较大的地压活动（图 2-18）。由于 2 号联巷 3#进路与 1 号联巷衔接处有三个断层交汇，1 号联巷 2#进路口支护不及时，引起冒落。从井下看到 2#进路左侧破坏严重，而 4#、5#进路亦为左侧破坏严重。这说明 2#、3#进路间矿柱破坏后，1#、

2#进路矿柱承受压力增大，使2#进路左帮破坏严重。3#、4#；4#、5#；5#、6#进路间矿柱破坏为支承压力向外转移的结果。而最终5#、6#进路间矿柱受压破坏，支承压力传给6#进路右帮，这时7#至13#进路还未掘进，于是在6#进路两帮均可看到受力迹象，进路拱脚处出现剪切破坏裂缝，并且在底板两侧出现底鼓。压力转移时间约为2个月。这件事实有力的说明，一旦某一局部地点发生地压突破，地压活动顺序外移，在回采进路周围形成移动性支承压力。

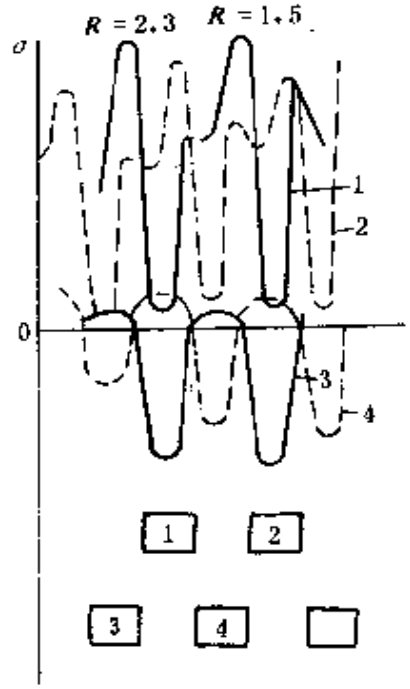


图 2-16　相邻进路顶板应力分布

1—一分段顶板最大主应力；

2—二分段顶板最大主应力；

3—一分段顶板最小主应力；

4—二分段顶板最小主应力

在垂直走向方向，随着回采进路退采也存在着移动性支承压力。

由于进路退采时，矿石是在崩落围岩覆盖下，借助于重力从进路端壁放出，放出体一般为前倾的椭球体缺，在松动的椭球体缺内应力降低，其后部应力升高，因此在进路工作面附近形成应力降低区和应力升高区，如图2-19所示。随着工作面退采，应力降低区和应力升高区也不断的向后移动。

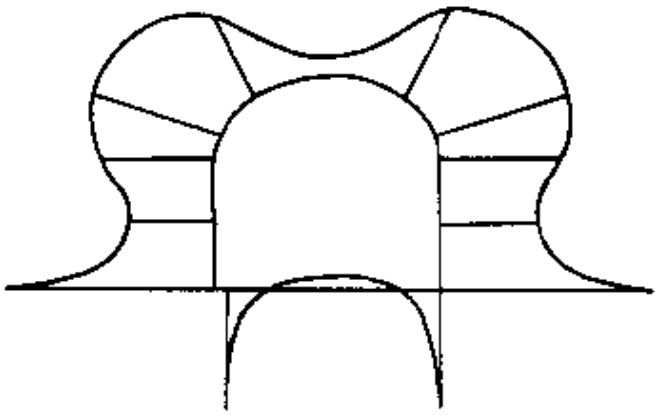


图 2-17　进路周边应力分布图

通过现场大量观测都发现这一规律。玉石洼铁矿回采进路距

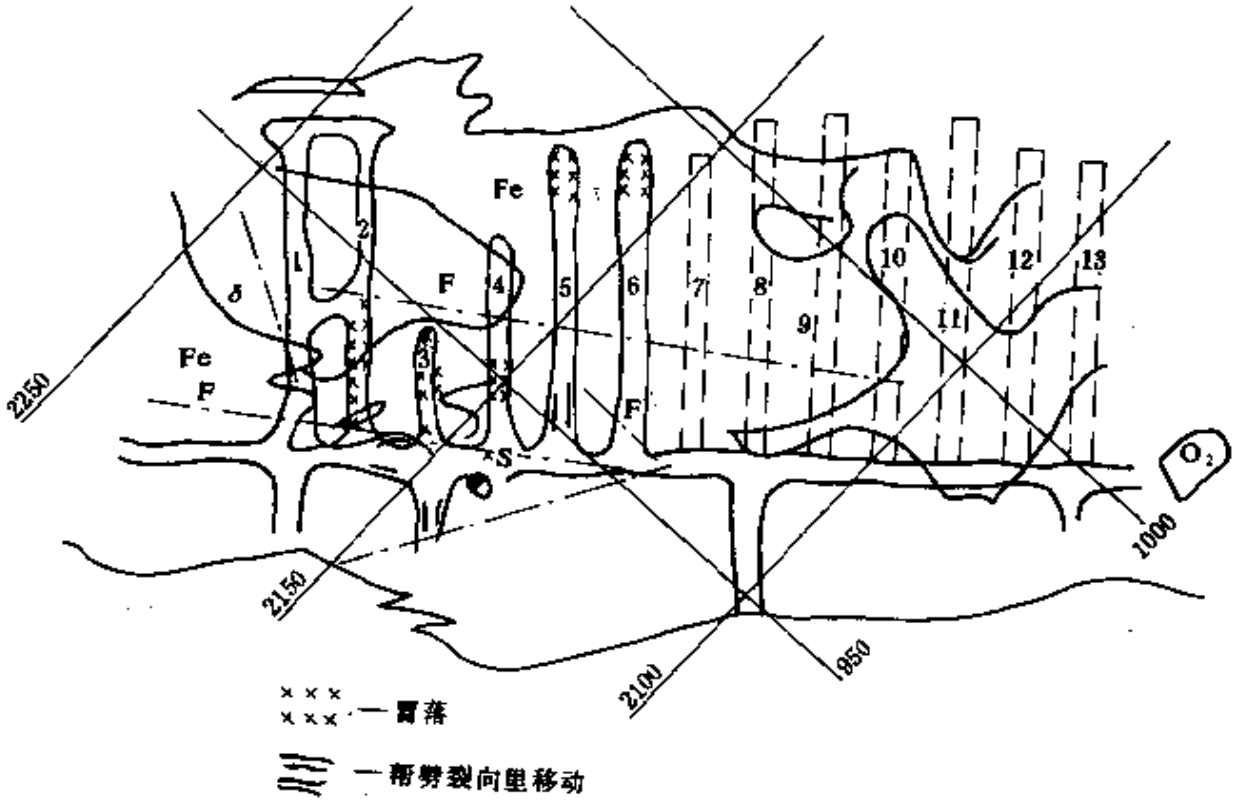


图 2-18　250m 分段地压转移顺序

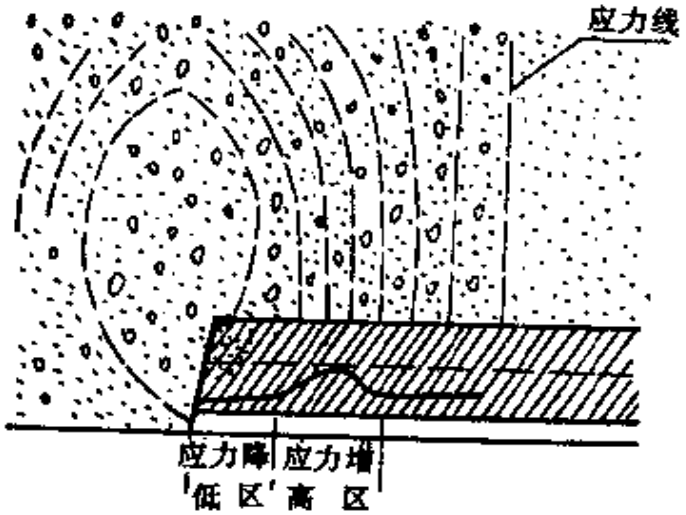


图 2-19　应力升降区形成图

工作面 0～10m 范围内为应力降低区，10～15m 范围内为应力升高区，15m 以外不受采动影响；小官庄铁矿西区分别为 0～15m，15～25m 和 25m 以外；符山铁矿分别为 0～10m，10～25m 和 25m 以外；程潮铁矿分别为 0～7m，7～18m 和 18m 以外；金山店粉矿地段分别为 0～4m，4～10m 和 10m 以外；弓长岭井下铁矿分别为 0～10m，10～15m 和 15m 以外。

总之，在进路退采过程中，在采动影响下均发生二次应力场变化，形成移动性支承压力。只是由于矿岩力学性质，回采方式，爆破情况及周围回采状况的不同，应力变化范围不同。

(2) 采场地压分布具有明显的分区分带特征。

当上部分段回采之后，顶板充分崩落，其上部岩体压力转移到四周未采动的岩体上，在采空区下部形成应力降低区或称卸压带，其垂直应力小于初始自重应力，而在采空区周围的未采动岩体中形成应力升高区或称承压带，其垂直应力大于初始自重应力。

以小官庄铁矿西区－250m 分段为例，当开采范围达到 150m

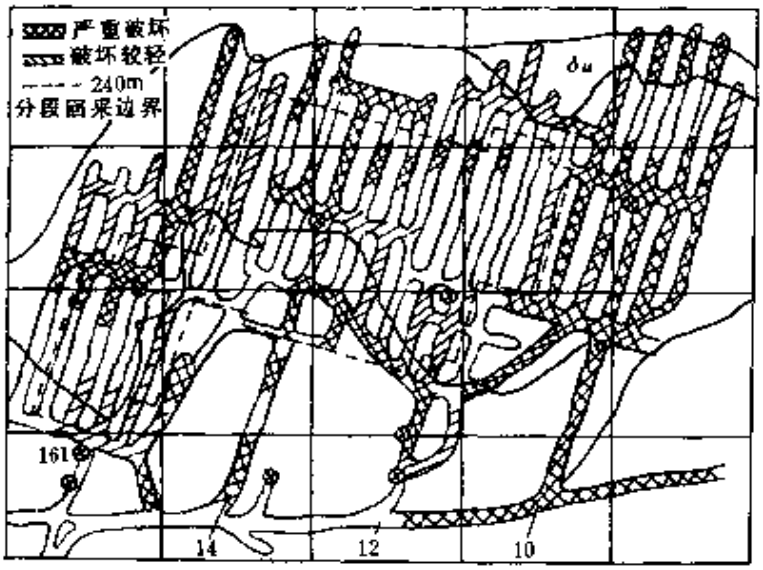


图 2-20 －250m 水平巷道破坏分布

和 200m 两种跨度情况下，其承压带最大应力可以达到初始自重应力 4.7～6.3 倍。图 2-20 是－250m 分段巷道破坏分布情况，位

于承压带范围内巷道破坏严重，处于卸压带范围内，巷道破坏较轻，这充分表明了地压分布分区分带特征。

（3）上分段回采不完全，对下分段对应部位的巷道稳定性有很大影响。

在进路退采过程中，经常由于凿岩爆破事故形成隔墙，或者巷道垮冒留有残柱，这些实体矿岩对下分段产生很大的集中荷载，回采后尚存在的矿体高峰，重新压实而传递上覆岩石压力，会使对应的进路顶板中产生拉应力，引起进路破坏。

玉石洼铁矿一采区 260m 分段 6# 进路右帮及绕道下帮，因上部残留矿体造成破坏，经有限元计算表明在顶板中出现水平拉应力如图 2-21 所示。

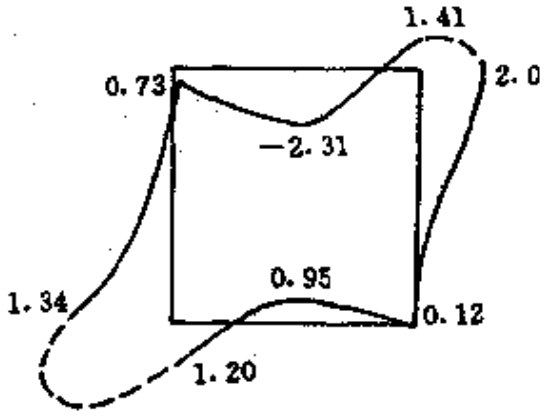


图 2-21　在偏心集中荷载作用下进路周边应力（σ_x）分布图

（4）上分段回采对下分段相应地段有一定的影响。

在无底柱分段崩落法中，上、下分段的回采进路，一般呈菱形布置，在上分段进路回采时，两个相邻进路之间留下的脊部矿柱正好位于下分段进路的上方，由于崩落矿岩的压力传递到脊部，从而增加对应的下分段进路的压力，再加上爆破震动产生的冲击荷载，都对下分段进路稳定性有一定的影响。

符山铁矿 1987 年 760m 水平 27# 采场回采时，750m 水平相对应位置 7#～8# 联巷收敛变形明显增加，当 4 月 7 日 760m 水平 27# 采场回采工作基本结束时，收敛变形又趋于稳定，如图 2-22 所示。

小官庄铁矿西区，1988 年 7 月～11 月，当－250m 水平的 161 矿块回采工作面通过 161 联巷 1# 测点时，其变形量增加，当回采停止后，变形开始降低，并逐渐复原如图 2-23 所示。

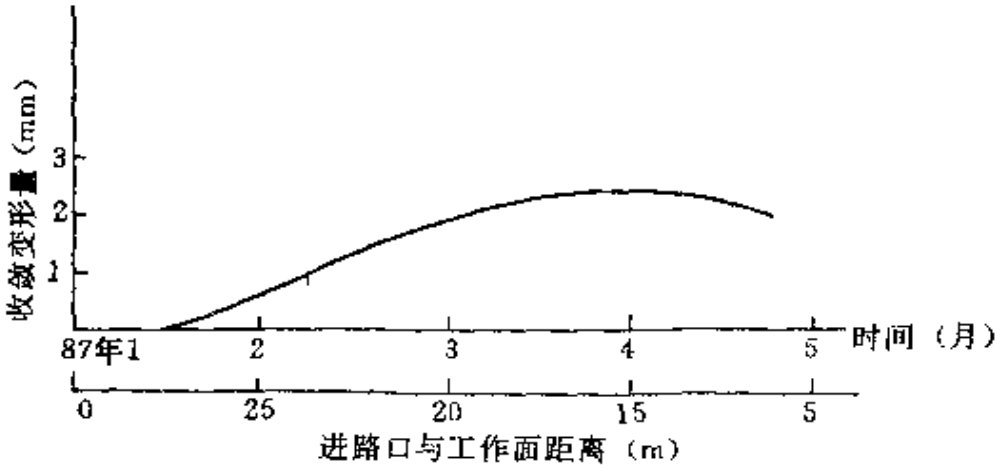


图 2-22　760m 水平 27 号采场回采对 750m 水平相应位置收敛变形的影响

(5) 滞后进路地压显现严重。

当某一进路滞后回采时，由于两侧进路均为崩落的矿岩，滞后进路上部是实体，如图 2-24，则上覆矿岩压力通过该实体作用到滞后进路上，所以应力较高。

符山铁矿 1986 年 6 月底，66′进路回采工作面较其他两侧进路工作面落后 8～10m，进路中测定的声发射较高，当 7 月初放几排炮后，工作面与两侧进路基本拉平，声发射值明显降低见表 2-2。

表 2-2　符山铁矿声发射统计表

测量值 / 日期 / 项目	6 月 26 日	6 月 27 日	7 月 4 日	7 月 7 日	7 月 11 日
大事件（次/3 分）	13	9	7	3	1
总事件（次/3 分）	56	51	25	13	12
能率（t/3 分）	366	444	294	290	208

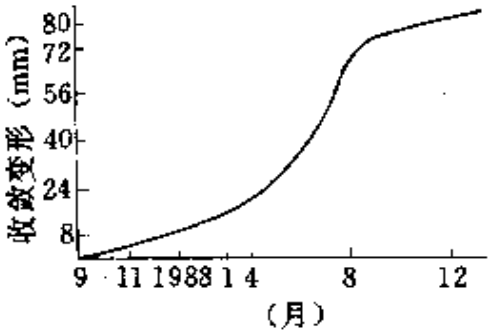


图 2-23　自 1987 年 9 月 161 联巷 1#测点收敛变形 - 时间曲线

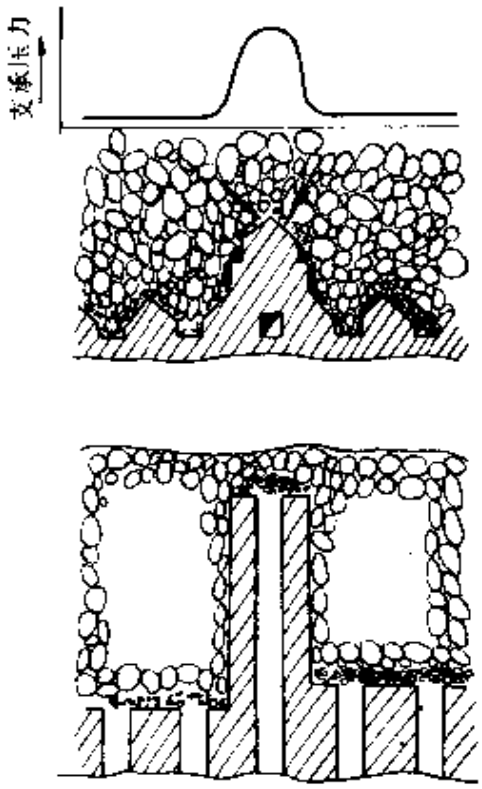


图 2-24　滞后进路压力增高示意图

2.4　采场地压活动原因

2.4.1　矿岩软破和结构面发育

矿岩软破和结构面发育是采场地压活动的主要原因。

表 2-3 列出部分矿山几种不稳固矿岩的强度指标。

从表 2-3 中看出，玉石洼铁矿磁铁矿、矽卡岩、蚀变闪长岩的抗压强度都在 40MPa 以下，抗拉强度 3.03～3.49MPa 之间，尤其是矽卡岩具有明显的粘塑性变形性能，按双线性模型确定其屈服值为 5.4MPa（图 2-25），抗拉强度为 3.5MPa。数值计算表明，根据回采方式不同，作用于进路周边的应力值变化于 4.0～20MPa，当超过矽卡岩屈服极限 5.4MPa 时，间柱劈裂，并呈粘

表 2-3　矿岩强度指标

项目		强度指标（MPa）		弹性常数		剪切常数	
		$\sigma_t^{(1)}$	$\sigma_t^{(2)}$	$E\times10^4$(MPa)	μ	C(MPa)	φ(°)
玉石洼铁矿	磁铁矿	37.54	3.03	1.87	0.26	9.64	32.48
	矽卡岩	22.93	3.52	0.47	—	8.20	24.90
	蚀变闪长岩	38.00	3.49	1.29	0.36	5.99	35.49
小官庄铁矿西区	蜂窝状 Fe_1	44.38	5.42	4.48～7.5	0.22～0.25	10.56	30.15
	红板岩	17.7～39.00	2.46	0.64～1.06	0.13～0.15	4.37～13.69	26.19～58.60
	蚀变闪长岩	28.5～10.67	1.8～7.2	3.8～6.72	0.14～0.27	14.3～24.88	29.22～47.7
	矽卡岩	20.6～74.2	3.80～5.50	7.09	0.18	5.33～7.10	23.99～35.38
	蚀变闪长玢岩	83.9～127.3	5.8～8.12	1.23～6.5	0.13～0.39	29.9～46.17	41.8～48.3
小官庄铁矿东区	磁铁矿	38.59	6.38	9.60	0.32	14.73	36.66
	红板岩	18.53	1.07	0.57	0.26	7.36	33.01
	蚀变闪长岩	113.95	8.03	6.97	0.25	30.68	38.40
	矽卡岩	15.38	1.43	1.16	0.21	7.68	31.32
	粉状磁铁矿	<4.9	—	0.0032～0.004	0.20～0.25	0.031 0.011～0.056	31.8 22.6～41.0
金山店铁矿	矽卡岩	2.94～5.88	—	4.48	0.3	—	—
弓长岭井下铁矿	磁铁富矿	135.69	15.38	8.58	0.39	20.00	46.00
	滑石绿泥片岩	26.06	3.58	3.18	0.39	10.11	32.50
	绿泥片岩	33.33	—	4.39	0.36	8.00	45.50

塑性变形，随着时间的增加，变形增大，当进路表面位移速率达到 40～50mm/d 时，破裂岩体向外扩张产生水平推力，致使两帮靠拢或片帮，巷道破坏。而且矽卡岩的节理裂隙极其发育，节理间距小于 0.05m，构成矿物呈鳞片状排列，其间常分布有小型破裂压缩性结构面、层间滑动面光滑如镜，遇水膨胀或潮解，强度迅速降低，极不稳定，地压显现频繁激烈，玉石洼铁矿巷道垮冒大部分都发生在矽卡岩出露地段[4]。

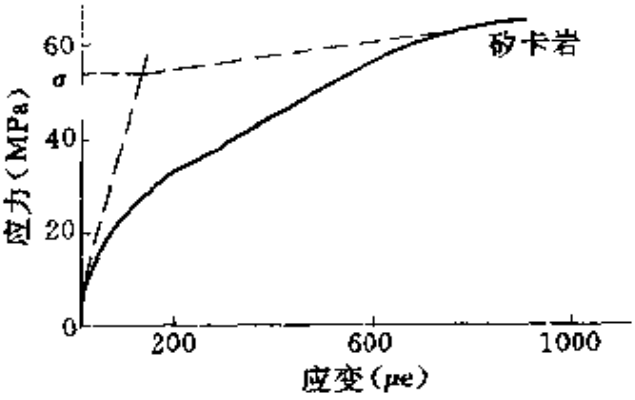


图 2-25　矽卡岩应力—应变关系曲线

小官庄铁矿西区，矿体上盘为质地疏松、极易泥化和风化的粘土质砂岩，俗称红板岩，抗压强度 17.7～39.00MPa，抗拉强度 2.46MPa。下盘矿岩接触带以及近矿围岩为蚀变闪长岩和矽卡岩，节理裂隙发育，极不稳固。岩体节理间距 0.22～0.53m，岩石质量指标很低，RQD 为 18.3～33.09%。矿体被软弱的矽卡岩、破碎的蚀变闪长岩穿插切割，矿石中有一部分属于多孔状、蜂窝状结构，稳固性很差。因此矿岩中掘进的巷道都需要支护，尤其是矿岩接触带和软弱破碎地带，有时一旦揭露就发生垮冒，西区垮冒报废的百米巷道大都发生在这些破碎带中，溜井和炮孔破坏也多发生在这些地段中。

表 2-4 及表 2-5 是小官庄铁矿西区调查统计数据，表明不同岩种的巷道破坏率有很大差别，巷道稳定性主要取决于岩性。尤其是在二次应力场中，其影响程度更为明显，在承压带中软破矿岩的 Fe_3，矽卡岩和闪长玢岩中，巷道破坏率均达到 100%。

金山店铁矿粉矿分为纯粉矿和块粉矿两大类。纯粉矿呈疏松粉砂状，内聚力和内摩擦角极小。

表 2-4　岩性与巷道破坏量的调查统计结果

岩种 / 类别	Fe_1	Fe_2	Fe_3	Fe_4	矽卡岩	蚀变闪长岩	闪长玢岩	闪长岩	红板岩
巷道量（m）	1288.5	2057.5	85.5	130	387	910	102	660	215
破坏量（m）	367.5	1101.5	82	83	345	591.5	95	104	189
破坏率（%）	28.5	53.0	95	63.8	89.2	64.9	91	16	87.9

表 2-5　不同矿岩巷道破坏统计

岩种 / 巷道破坏统计		矿体 Fe_1	矿体 Fe_2	矿体 Fe_3	矽卡岩	蚀变闪长岩	闪长玢岩
卸压带	巷道长度（m）	591	963	47	135	660	62
	破坏量（m）	92	471	44	99	289	55
	破坏率（%）	15.6	49	94	73.3	44	89
承压带	巷道长度（m）	485	737	38	209	256	40
	破坏量（m）	230	505	38	209	220	40
	破坏率（%）	47.4	68.5	100	100	86	100

纯粉矿巷道极不稳定，自稳时间极短，一般仅为 0～5 天，最大暴露长度仅为 0～4m。在此粉矿中开挖巷道，若不及时支护，稍有扰动，如周围进行掘进爆破或中深孔大爆破，即呈流砂状冒落。块粉矿形态上一般呈块状构造产出，并有闭合的节理裂隙出现，在少量外力作用下即崩碎，具有极微弱的内聚力。

块粉矿巷道不稳定，自稳时间较短，一般为 5～30 天之内，最大暴露长度为 5～20m。块粉矿经震动冲击后逐渐发生掉块，冒落呈平衡拱向上发展。矿体下盘块矿与粉矿接触带处有大量的矽卡岩和矿化矽卡岩，闪长玢岩等穿插稳定性很差。由于这些岩性才造成前面（2.2）所述的巷道破坏情况[10]。

符山铁矿四矿体 22# 采场至 24# 采场及其联巷收敛测量结果表明，位于接触带内距工作面大于 25m 的测量断面即能受到回采

的影响，收敛变形量与其他非接触带地点相比至少大 5～10 倍。

根据程潮铁矿观测，在断层破碎带中光应力计所反映的应力变化很小，而在破碎带附近应力值增大 6.3～10 倍，相距 5～9m 以外，地质构造破坏对矿岩应力变化的影响逐渐消失。

2.4.2 巷道围岩内应力集中

巷道围岩内应力集中是采场地压活动的主要外因。

(1) 移动性支承压力。“七五”技术攻关初期，大部分矿山都是采用同一分段或同一矿块内多条进路平行退采，工作面形式保持在一条直线上。由于工作面后方移动性支承压力造成巷道破坏的事例屡见不鲜。

符山铁矿曾采用过平行后退回采工作线，当数条进路回采工作面推进到距联巷 25m 以内时，由于联巷相应地段的应力同时升高，使联巷破坏。

小官庄铁矿西区－230m 分段 6#，7#进路，退采至下盘联巷 15～20m 处，两条进路间联巷便发生了大量垮冒，形成高 8m、宽 7m 的冒落空间。再如－250m 分段 10 线采场，当上盘 102 采场退至距中间联巷 15m 左右时，联巷变形加大，各进路岔口普遍发生垮冒，后用密集木棚进行加固处理，待 102 采场退至联巷时，下盘 101 采场中的进路发生大面积破坏垮冒，联巷及采场中矿量几乎全部丢失，回采率仅为 6.5%。

(2) 承压带内地压活动激烈。小官庄铁矿西区巷道破坏情况调查（如图 2-26）和统计资料表明（见表 2-6）[18]，承压带和卸压带中地压活动的剧烈程度有明显不同，对巷道、溜井和中深孔破

表 2-6 开采－230～－250m 三个水平采准、回采工程破坏调查

工程项目 / 位置	巷道			炮孔			溜井	
	总量 (m)	破坏量 (m)	破坏率 (%)	总孔量 (个)	破坏量 (个)	破坏率 (%)	总量 (条)	报废率 (%)
承压带	1874	1336	71.2	330	176	53.3	4	100
卸压带	3270.5	1121.5	34.2	730	29	4	4	0

坏有很大的差别。图 2-26 是该西区在 102 联巷实测巷道变形曲线，处于承压带中的 2#、3#和 4#进路的变形量和变形速率远大于卸压带中 6#～9#进路的变形量和变形速率。承压带最大变形量达 220mm，最大速率为 4.7mm/d，而卸压带最大变形量不超过 5mm，变形速率一般小于 0.033mm/d。

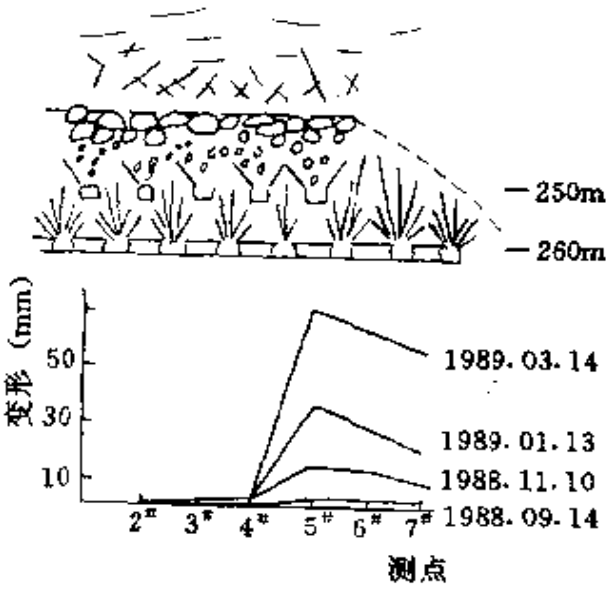


图 2-26　102 联络巷道变形收敛曲线

（3）局部应力集中。由于上分段未采完全的矿石实体对相应的下分段造成很大的局部应力集中，从而引起巷道破坏。

金山店铁矿Ⅰ采区＋10m 水平 7#～9#进路正对上部＋28m 和＋14m 两个分段未采实体矿柱，造成 8#进路首先破坏，并向 7#、9#进路高应力转移，导致大规模地压活动。

小官庄铁矿西区－230m6#、7#、8#进路，丢下 19 排中深孔，矿量近 0.9 万 t 的孤立矿柱，使－240m 分段对应的 7#、8#、9#进路及联巷共 50 多 m 巷道严重破坏。损失矿量近万余 t，－230m 分段 121 矿块下盘部分，因联巷垮冒未曾回采，造成位于该部位之下的－240m 分段 121 矿块的全部巷道破坏。此外，还有上分段回采对相应的下分段形成局部集中压力及滞后进路承受局部支承压力等等，都对巷道的稳定性有很大影响。

2.4.3　地压活动的时空效应

巷道和中深孔存留时间是地压活动的重要因素之一，尤其是对于软弱矿岩，其应力——应变曲线大都具有弹塑性、弹粘塑性和蠕变特性，从井下进路收敛测试结果也证实了位移——时间关系与实验室测定的变形特征相符。

从玉石洼铁矿矽卡岩和磁铁矿的位移——时间关系（见图 2-

27）看出，位移随时间增大而增大，一般可分为三个时期：大变形时期，时间约 40d，平均位移速率为 2.2mm/d；趋缓期约 20d，平均位移速率为 0.7m/d；稳定期约 60 天后，平均位移速率约为 0.3mm/d 该矿 250m 分段 6# 进路的掘进与支护质量都是较好的，因掘进后中段 6 个月才开始回采，在采动地压作用下，除了进路前端冒落 10m 之外，整条进路变形严重，喷层脱落，进行了二次支护，回采期间底板下挖三次，累计底鼓量达 0.8～1.0m[20]。

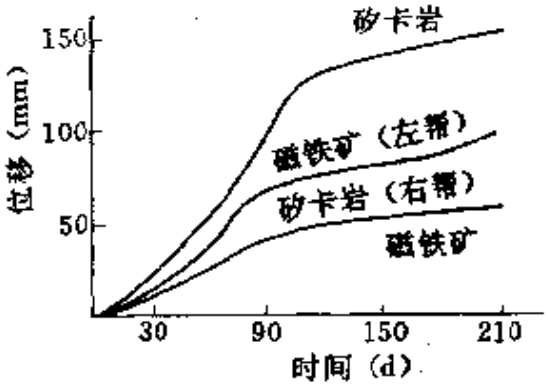


图 2-27 进路两帮相对位移与时间的关系

符山铁矿生产实践证明，一个分段回采时间不超过一年，进路和联巷就不会遭到地压破坏。

小官庄铁矿西区巷道及中深孔存留时间与其破坏率关系见表 2-7 和表 2-8[18]，可见：一般巷道掘支半年内破坏较少，随着存留时间增长，破坏率逐渐增加，中深孔破坏率随着存留时间拉长而日趋严重。

表 2-7 巷道稳定性与存在时间的统计关系表

时间（a）	0.5	1	1.5	2	3
巷道量（m）	238	847	1583	1322	1576
破坏量（m）	8	262	722	727	1104
破坏率（%）	3.5	34.5	45.6	54.9	70.0

空间效应是指进路的空顶距离和回采单元所占用的空间大小。玉石洼铁矿通过长时间的位移和应力观测，确定了不同矿岩中保证进路稳定性的暴露长度，并作为巷道支护形式的依据之一，如极不稳定的矿卡岩，蚀变闪长岩允许的暴露长度为 2～3m；不稳定的碎裂结构闪长岩，灰岩为 3～5m；稳定性较差的块状灰岩

表 2-8　中深炮孔破坏与时间的统计关系

开采水平	进路号	炮孔存在时间（a）	测孔情况		
			总数（个）	损坏量（个）	损坏率（%）
−240m	1.4.8.7.9	>1	360	228	63.2
−250m	1	>0.5	130	65	50.0
	2	>0.5	80	58	72.5
	4	>0.5	120	53	44.2
	6	>1/6	70	6	8.6
	7	1/3	220	5	2.3
	8	<0.5	220	8	3.6
	9	<0.5	220	10	4.5

为 5～10m；而稳定性较好的块状闪长岩为 10～20m。该矿以采场为单元改成以进路为单元组织生产（详见 2.5.1），其中重要原因之一就是以采场为单元时，同时生产进路至少 12 条，对于软破矿体来说，由于暴露面积达 24000m² 以上，再加上众多进路对矿体严重切割和存留时间长，为地压活动提供了空间与时间，因此经常发生巷道片帮冒顶，甚至整个采场报废，造成大量的矿石损失。改为以进路为单元组织生产后，暴露空间和时间都大大减小了，进路的生产周期缩短很多。以 50m 长进路为例，由 17 个月缩短到 10 个月，从而大大提高了进路的稳定性[20]。

2.4.4　爆破震动冲击荷载

爆破震动冲击荷载是激发地压活动的重要因素。

东北大学与程潮铁矿共同进行的井下爆破震动观测与研究证实，爆破产生的冲击波、应力波和地震波具有瞬时、拉压交替、多次多向等特点，直达波与界面反射波叠加作用在巷道周边产生动应力场引起围岩出现环向和纵向裂隙、剥层破坏、甚至局部冒落。尤其是无底柱分段崩落法是按步距爆破回采，回采进路受震频繁，是激发地压活动和促使进路与中深孔破坏的重要因素[21]。

程潮铁矿研究爆破震动影响的主要结论：

（1）回采爆破震动引起的岩石质点加速度与炸药量、爆心距

及岩石性质等因素有关，即

$$a = 440(\sqrt[3]{Q}/R)^{1.83}$$

式中 Q——最大分段炸药量；

R——爆心距。

爆心距越小，炸药量越大，则质点加速度越高。

（2）上水平爆破对下水平进路的影响要低于同水平爆破对进路的影响。

（3）同水平爆破对邻近进路迎爆壁作用最强，当最大分段药量为 150kg，爆心距为 9.86m 时，用上式计算出进路迎爆壁最大质点加速度将达到 14.5g。根据江苏地震局测得的地下岩石工程资料，当岩石质点加速度为 10.2g 时，岩体将发生破坏，可见爆破震动影响是不可忽视的因素。

从井下大量的宏观调整中看到，由于爆破应力波作用在巷道周边及在岩体中传播时遇到节理裂隙时产生反射拉伸波，这对于软破的、节理裂隙发育的岩体，在拉应力作用下加速裂隙扩展，造成矿岩块体脱落，致使巷道破坏。小官庄铁矿西区调查了与爆破震动有关的几起巷道破坏实例见表 2-9[18]，充分说明了爆破震动是引起巷道破坏的重要原因。

表 2-9 爆破震动引起巷道破坏实例

破坏发生地点	时 间	距爆破点距离 (m)	巷道破坏程度
−240m 6#进路	1986 年 11 月 5#进路爆破	12	6 架木棚破坏，冒堵
−240m 11#进路	1987 年 4 月 11#进路爆破	15	木顶柱折断，巷道冒堵
−240m 2#进路上盘	1986 年 11 月 2#进路爆破	8	靠近联巷 10m 巷道冒堵
−250m 10 联巷 5#～6#间	1987 年 3 月 5#进路爆破	24	大楔体岩块滑落，支架损坏
−250m 4#进路下盘	1987 年 6 月 102 联巷爆破	20	巷道顶板大垮冒

镜铁山铁矿Ⅰ矿体东部平底柱阶段崩落法试验矿块中，3072m 水平拉底爆破对 3060m 水平巷道稳定性的影响较大，图 2-28 是 1989 年 8 月 8 日在 7#～9#穿的拉底大爆破后当次收敛值，从图中看出这次爆破的最大影响范围为东部 40m 以内，西部 30m 以内，距离爆源越近影响程度越大，收敛值增加显著，距离爆源越远，影响程度逐渐减少。

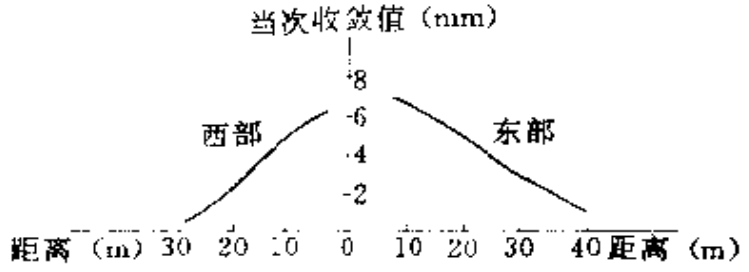


图 2-28　大爆破后当次收敛情况

至于爆破后冲对巷道眉线及其附近的中深孔破坏更是普遍的现象。据小官庄铁矿西区调查，由于爆破后冲引起的中深孔错孔破坏可能影响第三排孔。金山店铁矿粉矿中离眉线 1～2 排炮孔中有 30%发生严重的变形破坏而不能装药。程潮铁矿爆破后进路眉线一般冒落 1～1.5m 以上，崩落矿石涌入巷道 5～6m，将后排炮孔埋住，给下次装药爆破工作带来很大困难。

2.4.5　巷道掘进质量差、暴露面积过大

玉石洼铁矿攻关前，一直沿用少打眼多装药的自由爆破方式，巷道成型不好，表面凹凸约 +0.3～0.4m，不仅增加巷道暴露面积，而且应力集中现象严重。据观测，在尖角状凸凹处局部应力集中可达正常应力 10 倍以上，一般都超过围岩的强度，从而诱发地压活动，造成巷道破坏。

同时，进路与联巷交岔口众多，一般有“T”字型和“十”字型两种，由于暴露面积过大，再加上受力状态变差，大都处于单向或双向应力状态，以及应力叠加等，交岔口处破坏严重，这也是联巷比进路破坏率高的主要原因之一。

玉石洼铁矿 250m 分段 4# 进路与联巷交岔口处破坏情况如图 2-29 所示，并且已经与 260m 冒透。

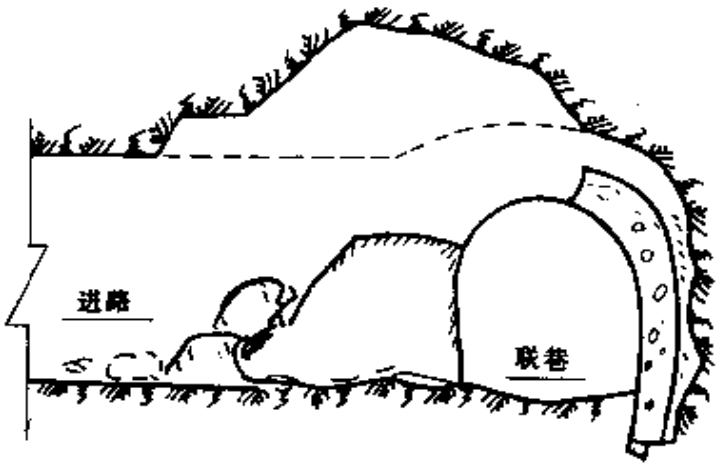


图 2-29　进路与联巷交叉点处破坏情况

据调查，小官庄铁矿西区重大巷道冒落大多数发生在交岔口与联巷中，如表 2-10 和表 2-11 所示。

表 2-10　巷道大破坏统计

分段	巷道重大破坏（起）	
	联　巷	进　路
−230m	5	4
−240m	20	11
−250m	28	16
合　计	53	31

表 2-11　联络巷和进路破坏量统计

巷道破坏 / 分段	联络巷			进路		
	总长度 (m)	破坏量 (m)	破坏率 (%)	总长度 (m)	破坏量 (m)	破坏率 (%)
−230 (m)	140	75	53	667	142	21.4
−240 (m)	255	160	62.7	1409	850	60.7
−250 (m)	485	345	71.1	2595	1181	45
合　计	880	580	65.9	4671	2173	46.5

从表 2-11 中看出，联巷破坏率高达 65.9%。在巷道重大破坏分布比例上，占巷道总长只有 15%的联巷为 63%，而占巷道总长高达 84.2%的进路，仅为 37%。据统计西区有 7 起特大冒落全部发生在联巷中。

2.4.6 支护不及时，支护形式不合理

玉石洼铁矿的进路与联巷全部都需要支护，只不过根据巷道稳定性级别采用不同的支护方式。但是攻关前，一般都是 50m 左右的整条进路掘完后才进行支护，或者巷道破坏到影响生产时，才不得不进行支护。支护方式又以模注混凝土砌碹和金属支架为主。生产实践表明，这种支护方式不适应变形状大的巷道，而且施工质量差，绝大多数充填不平，个别部位空顶间隙达 1.5m 左右。局部地段也用过砂浆锚杆和喷射混凝土支护，由于施工不及时，质量不好，如顶板孔充填砂浆不满，甚至只在孔口处堵点砂浆。因此，井下巷道垮冒比比皆是，到处可见，尤其矿体下盘侧进路破坏率为 32～74%，矿石损失率高达 71～89%。

表 2-12 各种支护形式及其破坏统计

类别 \ 支护形式	素喷	锚杆	锚喷	锚网喷	木支护	浇灌混凝土	总计
支护量（m）	306	3192	893	472	115	21	5000
破坏量（m）	201	2170	376	183	108	12	3051
破坏率（%）	66	68	42	32	94	57	61
支护比（%）	6.1	63.9	17.8	9.4	2.3	0.42	100

小官庄铁矿西区大约 70%以上的巷道变形破坏严重，从表 2-12 中看出，支护破坏率达 61%，其中木支护高达 94%，素喷、单锚支护破坏率为 65%以上，除了支护形式和支护强度影响以外，支护不及时也是巷道破坏的重要原因之一。如－240m 分段破坏严重的巷道，大都滞后掘进半年后才进行支护。－250m 分段以上的巷道，一般是巷道垮冒之后才采取支护措施，由于围岩已发生大的破坏变形，丧失承载能力，各种支护形式都难以奏效，造成

多次返修局面。如－250m分段5#进路与101联巷联结处，掘出后停放半个月，没有进行支护，掌子面发生垮冒，经素喷处理后，又没有及时安装锚杆，一周后冒落又发生，这时冒落高度已达3～4m。总之，西区掘进期间巷道的垮冒，大都是支护不及时和支护形式不合理造成的。

金山店铁矿Ⅱ采区粉矿地段，及时支护极其重要，如－75m水平粉矿地段14#～31#进路中，开挖后第一次松脱冒落高度0.4～1.2m，由于没有及时支护，自稳2～3天后第二次冒落，冒落范围逐渐加大和向上发展，最终造成粉矿中16条进路全部垮落冒死。攻关前永久支护一般用锚、网、喷支护，但是由于管缝式摩擦锚杆在粉矿中只有2t的锚固力，尽管锚、网、喷作为一种柔性支护对于大变形岩体起到让压作用，但是难以提供变形后所需要的支护刚度。另一种是浇灌混凝土支护和单一的钢、木支架的永久支护，由于支护刚度太大，对于变形较大、具有蠕变变形特征的岩体，又难以抗住变形地压而产生鼓折、压弯和坍塌破坏。

2.5 采场地压控制方法

采场地压活动是一种由应力、岩性、岩体结构控制的自然现象，是采掘工作扰动原岩应力平衡的必然结果。

采场地压控制方法就是利用地压活动规律，采取一系列工艺技术措施来综合治理，甚至利用地压，以便减少或避免地压危害。

“七五”攻关期间，6个难采矿山都因地制宜的采取主动的合理的地压控制方法，概括起来大致有下列几种方法。

2.5.1 集中作业、强化开采

集中作业缩短回采工作线，强掘、强采和强出，从而缩短进路回采周期，争取在地压到来之前结束回采工作。

玉石洼铁矿在软破矿岩条件下，实施以进路为单元组织生产新工艺（见图4-7），就是依据采场地压活动特点提出的。其内容有两条[20]，一是进路逐条投入生产和逐条结束生产，对每条进路实施强掘、强采和强出，准备工作与回采工作紧密衔接，从而缩

短进路存在时间和生产周期。以进路为单元时掘进与回采的衔接时间比以采场为单元组织生产时的生产时间减少了很多，一条50m长的进路的生产周期由17个月减至12个月（见图4-4）；二是减少同时生产进路条数，缩短回采工作线长度，呈阶梯状工作面形推进（见图4-7）。以采场为单元生产时，同时生产进路条数多，占用工作线长度大，切开面积大和进路存留时间长，为地压活动提供了空间与时间（见图4-1）。

尤其是进路中断时间长有害于进路稳固性，如前面（2.4.3）所述的250m分段6"进路的掘进与支护的破坏情况。可见力求减少中断时间，使进路的准备回采紧密衔接，缩短每条进路的生产周期是软破矿石情况下，防止进路破坏的一个重要技术措施。

小官庄铁矿西区实施分级强化回采，其实质是从采矿单元大小，作业密集程度，采掘作业时间和适用范围考虑的，共分为三级强化回采[1]。

一级：小单元回采，单元进路条数为3条左右，从掘到采多机组连续平行作业。用于支承压力带或卸压带中大面积的软弱夹层带。保证单元存在总时间不大于9～12个月，其中拉槽退采时间不超过5～6个月。

二级：以矿块（5～7条进路）为单元，掘进凿岩和回采间不闲置或少量闲置。用于卸压区中邻接承压带的矿块岩性稍好的矿块，单元允许存在时间12～18个月。

三级：以矿块为单元，但掘进、凿岩和回采间或回采过程中允许较长闲置。主要用于卸压区中备用矿块（一般选在岩性较好处）和分段终采的下盘矿块。其回采时间可达1年半到2年。这类矿块存在时间这样长，一则地压和岩性允许并强化支护，二是为了满足单元间和分段间过渡时产量衔接和品位平衡的需要。

符山铁矿的回采强度只要保证一年之内采完一个分段，进路和联巷就不会遭到破坏。

2.5.2 合理的回采顺序

回采顺序是指开始回采的空间位置，推进方向，以及各矿层

回采的合理配合。

原则上，无论在同一分段水平内，还是上、下分段之间，相邻回采单元都要保持一定距离的超前关系，防止出现局部滞后而形成应力集中带。特别是要连续推进，不能因巷道破坏，不加处理就绕道而行，从而打乱合理的回采顺序。

从地压控制角度来看，应该使回采所造成的应力集中最小。因此要先回采高应力区或从高应力区向低应力区方向回采。

从矿岩稳固方面考虑，应当先采矿体不稳固部位，由不稳固地段向稳固地段开采。

上、下分段之间超前距离在矿石较稳固情况下为 20～25m。

下面通过几个矿山的实例阐明上述原则的应用。

小官庄铁矿西区通过已采三个分段地压显现的宏观调查和理论分析，对 260m 水平的回采顺序进行了调整（见图 2-30）：

（1）在垂直走向上由上盘侧向下盘侧后退式回采；

（2）沿走向先采承压带后采卸压带，即由两翼向中央后退式回采；

（3）先采高应力区，如该水平 2#、3#、4#进路处于上分段回采界限以外，为高应力区，故本分段北端列为首采进路；

（4）对承压带采取向矿体两翼前进式回采，可以使巷道围岩承受的峰值应力稍低些；

（5）对卸压带，从走向的两端向矿体中央退采，有利于联络巷的维护；

（6）由于矿石软破，原则上只有上分段矿块采完后，才允许在其下部对应矿块开掘进路。

符山铁矿四矿体，矿山地压历年调查表明，地压显现沿矿体走向方向为中部大、两翼小，沿矿体厚度是北部大、南部小（图 2-31）[17]。

因此，合理的回采顺序是沿矿体走向由中央向两翼开采，沿矿体厚度方向上，由上盘往下盘方向开采。为此，从 750m 水平以下将各分段的运输巷、溜井都布置在下盘，以便实现合理的回采

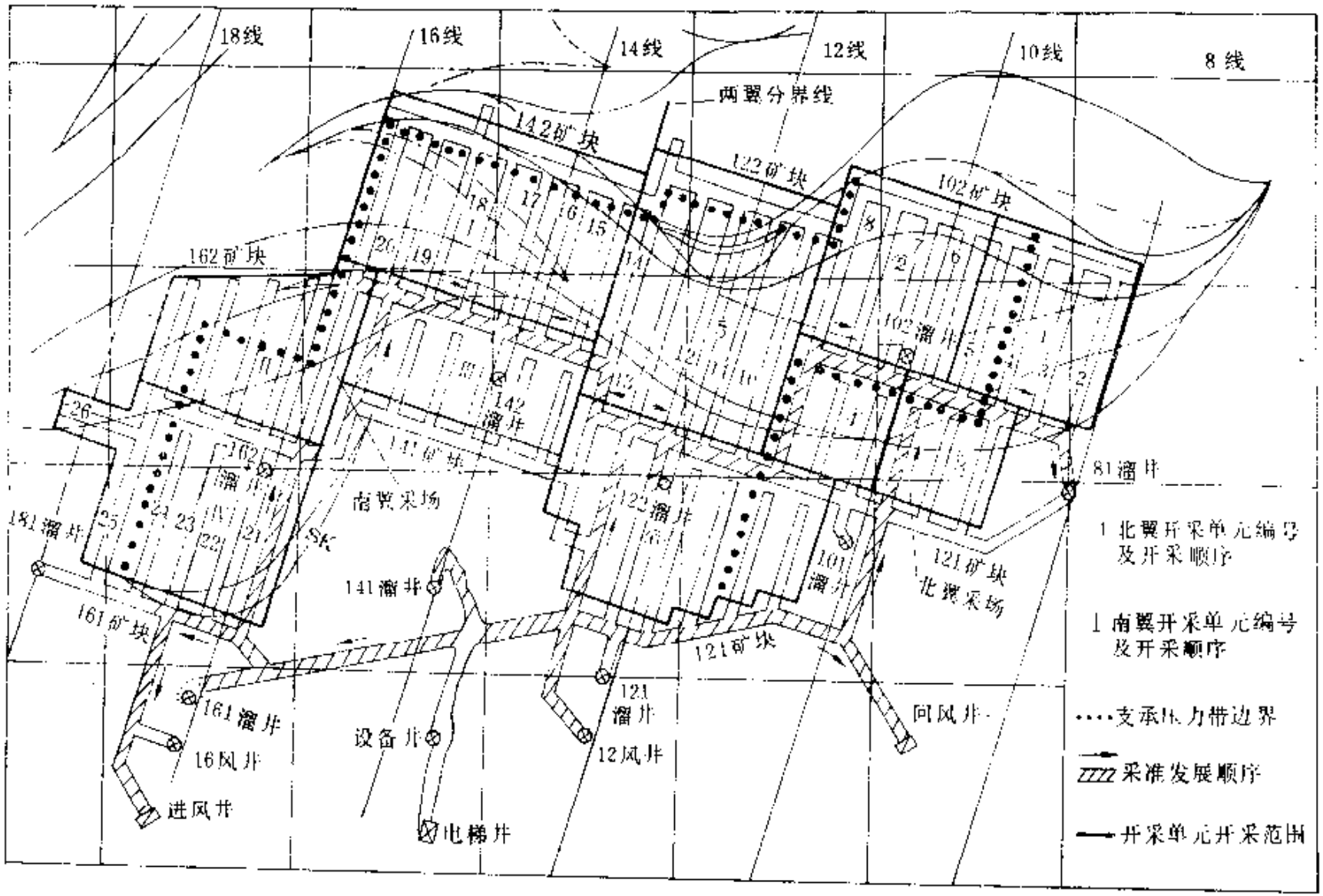


图 2-30　260m 水平南北两翼的开采顺序及采准顺序

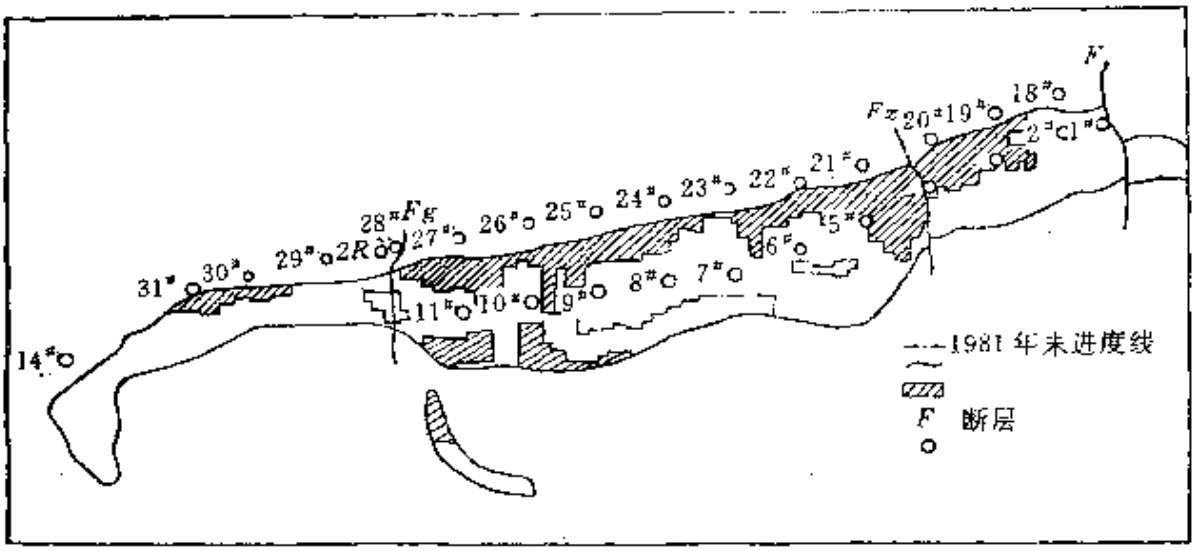


图 2-31　四矿体 770m 冒落采场示意图

顺序，该矿 760m 水平 10#、11#进路上面的几个分段都没有采好，留下大量残矿，在回采本分段时，列为首采进路，将其上部残矿全部采出。

弓长岭井下铁矿－160m 东区上、下分段同时回采时，上分段要超前一个溜井间距，至少要超过半个溜井间距（20～25m），一方面减少上分段回采对相应的下分段进路稳定性影响，另一方面也避免上、下分段生产同时共用一条溜井。

另外对于采准巷道要作到先用先掘，后用后掘，防止好掘先掘的情况。尤其是在高应力区段或矿岩不稳固地段，在保证生产衔接的前题下，推迟掘进工程开工日期。一旦掘进开始，就快掘快采，尽量缩短巷道存在时间，争取在地压到来之前采完。

2.5.3　改变围岩应力状态，实现卸压开采

（1）不遗留矿岩实体。当上分段残存矿岩实体时，必须及时爆破处理，消除垂直方向的应力集中，实现卸压开采。

小官庄铁矿东区－250m 的 202 矿块用无底柱分段崩落法回采 12#～15#回采进路，其平均长度为 88m（见图 2-32）。矿块地质矿量 19.5 万 t。202 矿块上部--240m 分段，两条进路（13#、14#）中部因冒落而残留矿柱，使其下部 15#、14#进路呈现较大

的压力，难于维护。

为了消除－240m 残柱，从－250m 水平向－240m 水平掘 2 条措施小井，用挤压爆破方法崩落这部分残矿，并从－250m 对应的 15#、14#进路，按步距逐步放出上部崩落矿石，从而消除垂直方向的应力，实现卸压回采[23]。

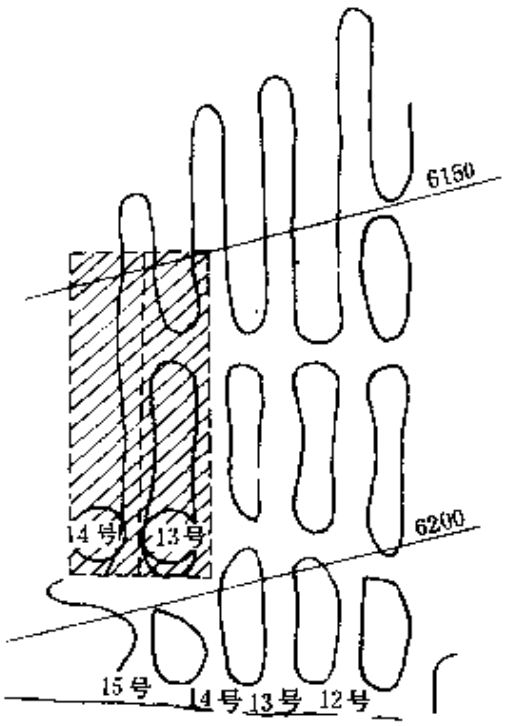


图 2-32　202 矿块回采示意图

12～15#——－250m 分段进路；

⑭、⑬——－240m 分段残柱

（2）同时回采的进路工作线呈阶梯状。小官庄铁矿东区－250m 的 202 矿块回采中，考虑到 15#进路处于开采边界，为了切断水平应力影响，该进路超前回采，各进路呈斜线推进，保证了进路良好稳定状态。

由于在垂直方向和水平方向实现卸压开采，使 202 矿块在 1.5 年内完成了采准和回采，获得出矿能力高达 18.5 万 t/a，矿石回采率达 76.96%的良好的技术经济效果[23]。

玉石洼铁矿 250m 分段 1 号联巷同时回采 4 条进路形成完好的阶梯状工作面，（见图 4-7）这样作的好处除了切断水平应力作用外，更重要的是使每条进路退采工作面移动支承压力，依次到达某一位置，特别是移动支承压力接近联巷时，由于进路与交叉口处，已有应力二次叠加，如果各条进路的支承压力同时到达联巷，势必发生大范围应力集中，使联巷严重损害，甚至遭到破坏。玉石洼铁矿采用这种合理的工作面形式，明显的消除了进路和联巷喷锚网支护变形和破坏。

符山铁矿采用进路工作面呈斜线退采方式（图 2-33），有利控制北盘棱柱体滑移空间和时间，并由于各条进路工作面依次地到

达联巷，使北盘联巷的应力升高的范围大大减少，便于其维护。

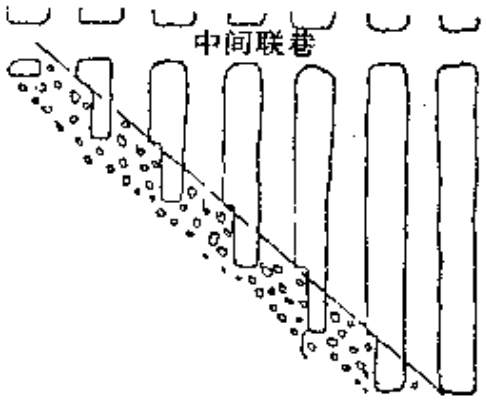


图 2-33　进路工作面斜线布置示意图

此处应该特别强调两点，一是退采进路的应力升高压不要长期滞留在联巷附近，以避免移动支承压力长期作用在联巷上，二是呈斜线退采相邻进路之间的距离不要过长，否则会发生进路滞后距离过长，滞后进路上发生应力集中。

2.5.4　正确选择联巷位置与巷道结构

无底柱分段崩落法中，采用穿脉布置进路居多，下盘沿脉联巷是连通进路与溜井的关键工程，其特点如下：既是全分段采准的起点，又是全分段回采终点，即存留时间最长；联巷与进路交岔口多，暴露面积大，应力叠加，间柱处于单向受力状态；进路退采时，承受大范围的移动支承压力作用；尤其是一般均布置在矿岩接触带处，此处为不稳固矿岩，节理裂隙发育。因此，下盘沿脉破坏率最高。

据弓长岭井下矿一160m 东区统计，占巷道总长度 22%的下盘联巷的破坏率为 42.6%，而占巷道总长度 45.7%的穿脉进路的破坏率仅占 1.7%。

小官庄铁矿西区联巷破坏量统计见表 2-10，表 2-11。可见正确选择联巷位置至关重要。弓长岭井下铁矿将下盘联巷移至近矿较稳固的 Fe_4 层矿体中或较稳固的角闪岩中。小官庄铁矿西区将下盘联巷移至下盘卸压区内比较稳固的闪长岩中，其具体位置约为上分段矿体边界在本分段投影以外 12m 处如图 2-34。同时可以满足最后一步距出矿停放铲运机的需要。

该矿中间联巷与进路的交岔口为十字口，利用三维光弹实验证实："T"字型交岔口与"十"字型交岔口相比，顶板拉应力降

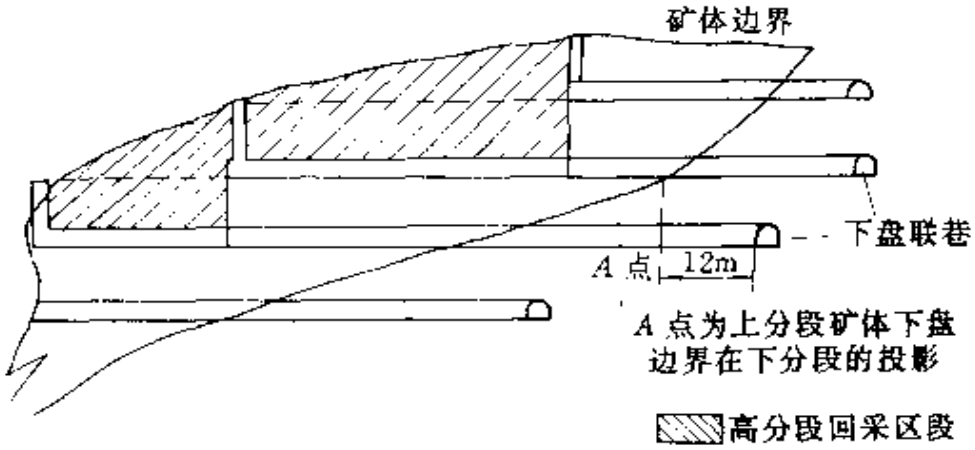


图 2-34　开段回采上盘三角带及下盘联巷布置

低 13～18%；未开进路一侧的压应力降低 34%，已开进路一侧降低 6.4%。据此要求下盘进路滞后掘进，掘进时也保留 3m 暂不和中间联巷掘通，使中间联巷直到回采下盘侧矿块前，不出现“十”字型岔口。

小官庄铁矿西区对采动巷道受力分析研究结果表明，巷道顶板普遍受拉应力作用，两帮受压应力作用。因此需提高巷道顶板的抗张能力和两帮的抗剪能力。为此将原先采用的高墙三心拱断面改为低墙半圆拱断面（图 2-35）。数值分析表明，可使顶板中最大拉应力降低约 15%[19]。

在矿体非常软破地段或承压带中可适当减少巷道断面尺寸，加大矿柱宽度，从而提高巷道的稳定性。

玉石洼铁矿将进路开掘断面由 $3.2\times3.1m^2$ 减小到 $2.8\times2.8m^2$，随之增大了进路间柱尺寸，提高了进路的稳定性。小官庄铁矿西区将位于支承压力带的首采分段的进路间距由 10m 增大为 12～15m，大大提高了矿柱的稳定性。

2.6　阶段自然崩落法采场地压活动及其控制方法

2.6.1　金山店铁矿矿块崩落法采场地压活动及其控制方法

在金山店铁矿矿块崩落法的试验研究中，采用了精密的水准

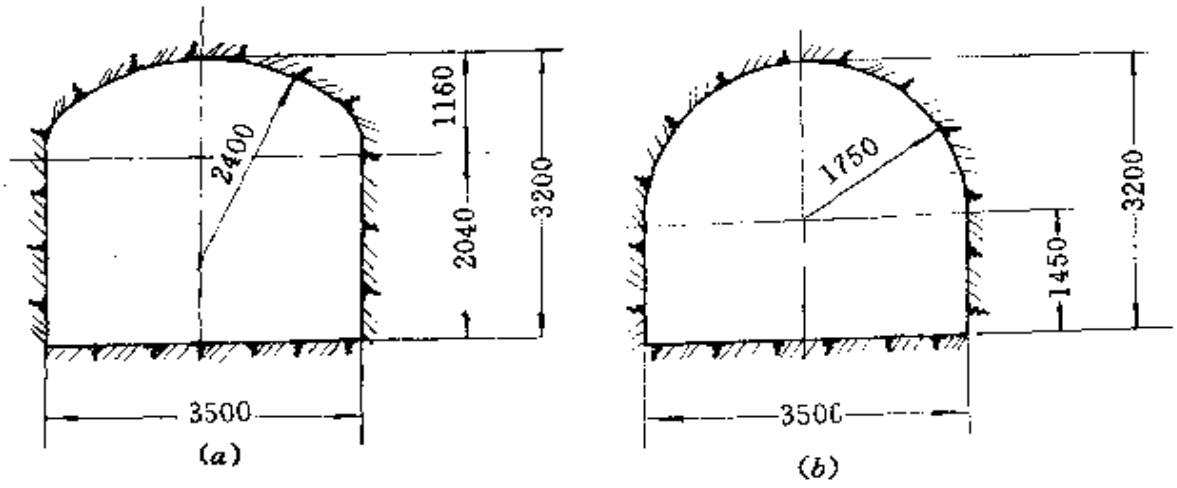


图 2-35　巷道断面形状的改变

测量、收敛计、钢筋计、光弹应力计，以及宏观地压调查等手段，获得大量数据，并提出了矿块崩落法采场地压活动特点及其控制方法。为我国当前仍处于初期研究阶段的阶段自然崩落法采场地压的研究提供了有益的经验[25][26]。

矿块结构、采准、拉底和主出矿工程布置见 4-5-3 中图 4-32，所有地压观测元件均埋设在—50m 水平上的出矿巷道中。

2.6.1.1　采场地压活动

在回采期间，底柱中出矿巷道的压力和变形与采矿工艺过程密切相关。从图 2-36，2-37，2-38 中，明显看出地压活动分成三个阶段。

（1）拉底阶段地压活动。矿块采准后、拉底前，虽然在拉底水平和主出矿水平掘进了一些巷道，但是这些出矿巷道上部仍为实体，对上部压力有一定的承载能力，因此底柱处于基本平衡状态。

拉底开始之后，随着拉底面积逐渐增加，底柱上压力也逐渐增大，尤其是拉底推进线前沿，即已拉底区与未拉底区的交界处，由于拉底扰动。产生应力集中，形成应力升高区，经测定压力值为 3～5MPa，最高达 14MPa，而其它部位压力值只有 0.8～2MPa。与此处增压带相应部位的出矿巷道顶板沉降位移增大，收

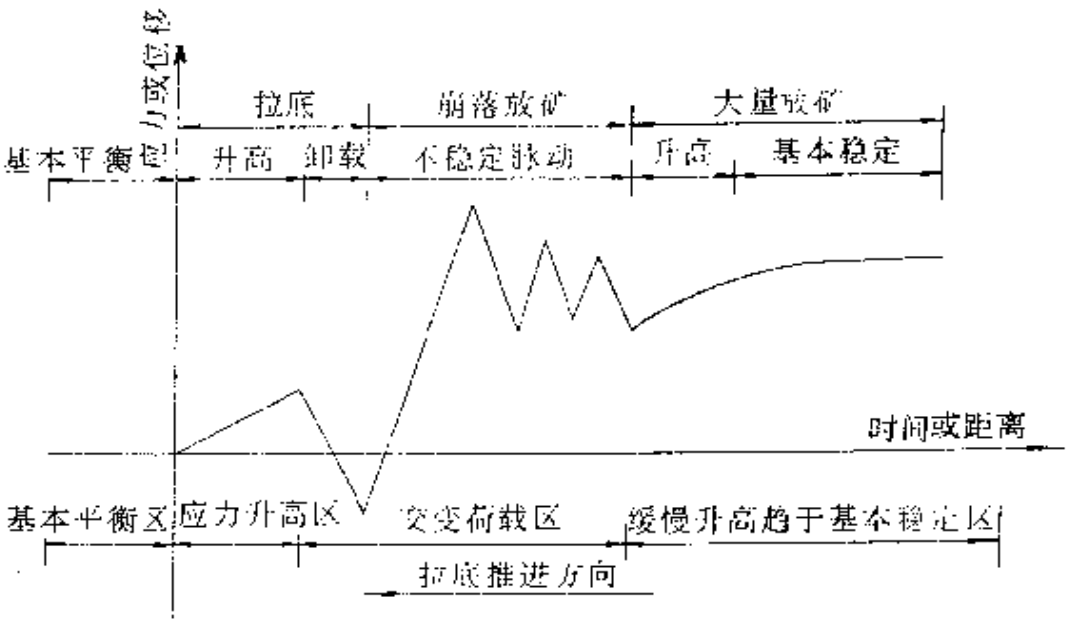


图 2-36　矿块崩落法采场地压变化规律示意图

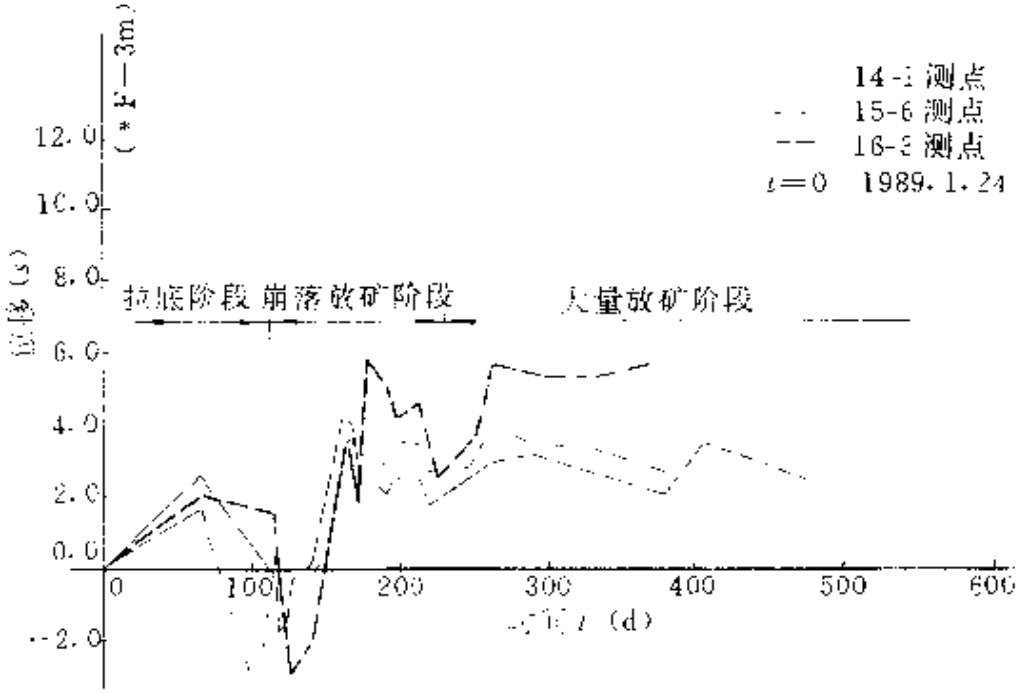


图 2-37　巷道顶板沉降水准测点典型 t—s 曲线

敛速率加快，致使支护体中裂纹数增加较快。拉底推进线后沿即

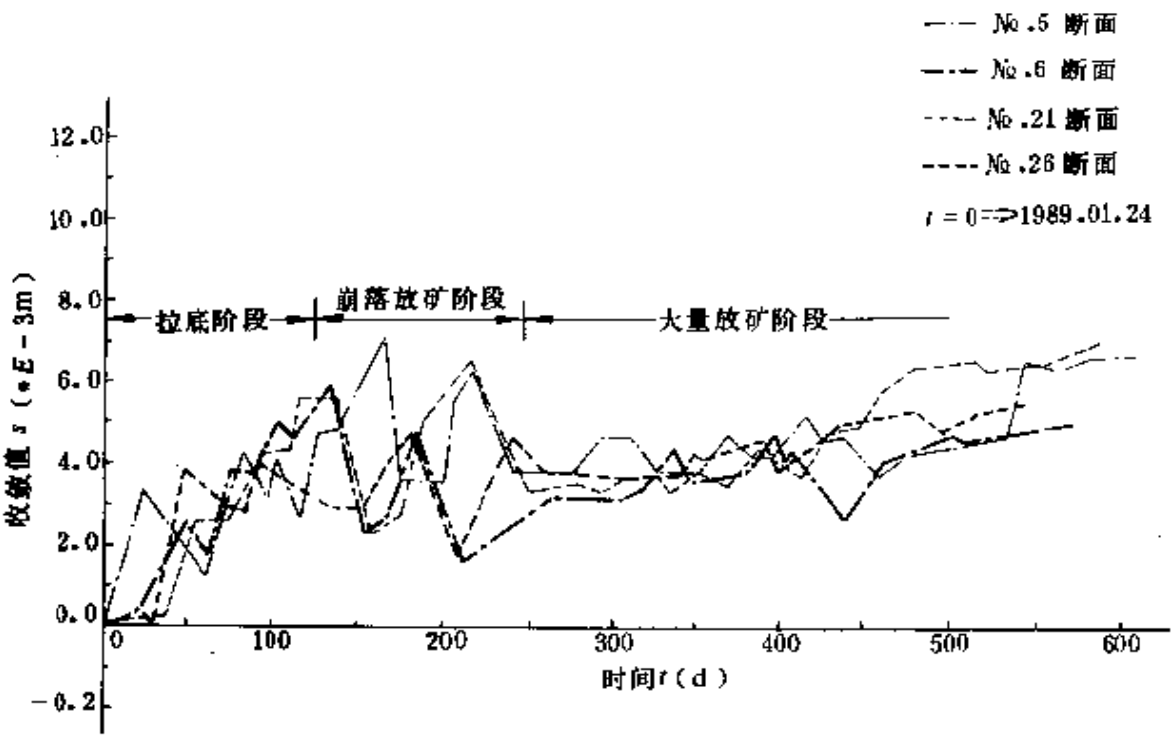


图 2-38　收敛观测典型的 t　s 曲线

靠近拉底推进线的已拉底区，由于切除了对上部矿体的支撑，相应部位的底柱向拉底空间变形，应力得到释放，则呈现减压带，底柱上的平均压力约为 0.8MPa，出矿巷道顶板下沉位移明显减小，收敛速率缓慢（图 2-37 和图 2-38）。

随着拉底线的不断推进，在远离拉底推进线的拉底区，由于崩落矿石高度增加，底柱上方崩落矿石增多，作用在底柱上的压力也进一步增高，所以整个拉底过程中，底柱处于加载--卸载-加载的过程，是底柱承受压力和变形变化最频繁阶段。

(2)崩落放矿阶段地压活动。当拉底面积达到一定数值时，如该矿块拉底面积达 360m² 时，矿石开始崩落，尔后随着拉底的推进，矿石持续崩落，然而这时的崩落尚未到达采场上方的覆盖岩层，放出的矿石为纯矿石，此阶段为崩落放矿阶段。

在崩落放矿过程中，由于崩落和放矿是反复交替进行，底柱处于反复加载和卸载的动压状态，因此，底柱处于不规则的交变

应力状态。而交变荷载往往达到最大值。又由于拉底面积达到最大，底柱上的平均压力比拉底阶段大，据测试平均压力为 4～5MPa，压力最大部位一般位于采场四周，即矿体上、下盘及相邻采场，四周崩落拱角处常出现较高的剪应力区，而且下盘矿岩接触带是软弱的破碎带，所以该部位巷道裂纹的数量增加最快，巷道维护也最困难。

（3）大量放矿阶段地压活动。随着放矿不断进行，放矿速度加快，矿石崩落到达采场上方覆盖岩层时，则采场内矿石已完全崩落，底柱上承受松散矿岩重量。作用在底柱上的压力是不均匀的，由于崩落矿石与采场周围未采动矿石之间存在摩擦阻力，使作用在该部位底柱上的压力降低，结果形成采场周边压力小，采场中心压力大。图 2-39 是—50m 主出矿水平大量放矿阶段底柱中出矿巷道收敛曲线，采场中间收敛值平均在 12mm 左右，采场四周收敛值一般为 5～6mm。这个阶段底柱上的压力是中心大，四周小，如图 2-40 所示。

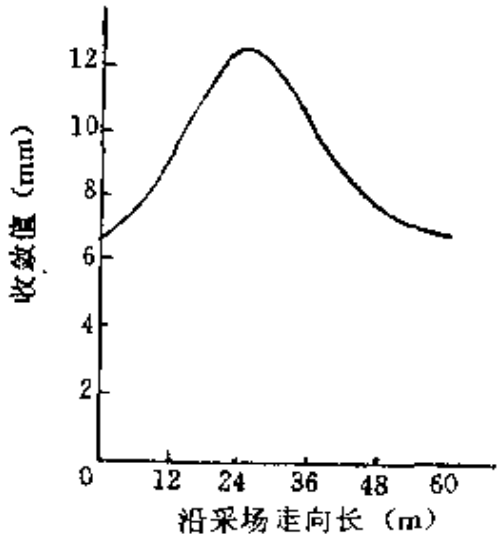


图 2-39　大量放矿阶段底柱变形曲线

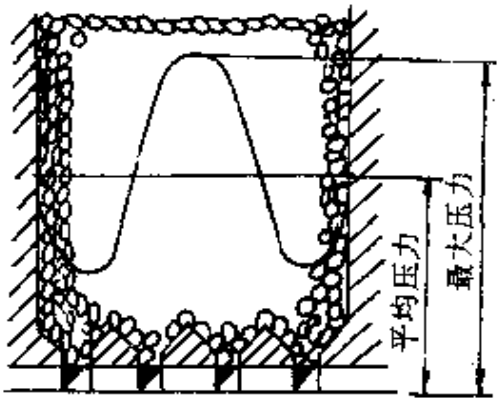


图 2-40　底部结构上承受压力的分布

随着放矿进行，漏斗上压力也发生变化。放矿量较多的漏斗，其压力降低，而周围放矿量较少的，或者没有放矿的漏斗，其压力升高。据金山店铁矿试验采场 17# 电耙道测试，大量放矿漏斗压力只有 1～2MPa，而附近放矿漏斗的压力达 5～6MPa。这是由于放矿漏斗上部松散矿岩发生二次松散，在每个放矿漏斗上部形成一个松动的、具有椭球形状的松动体，松动椭球体上部形成免压拱，拱上部松散岩石的荷载传递给附近的漏斗上，其上部压力增高，形成增压带，在松动椭球体内部的矿石不受上部传递下来的载荷作用，则放矿漏斗上部压力降低，形成减压带，如果几个漏斗同时放矿，则由这几个漏斗松动椭球体共同组成一个大的免压拱，拱上部压力向四周传递（图 2-41）。

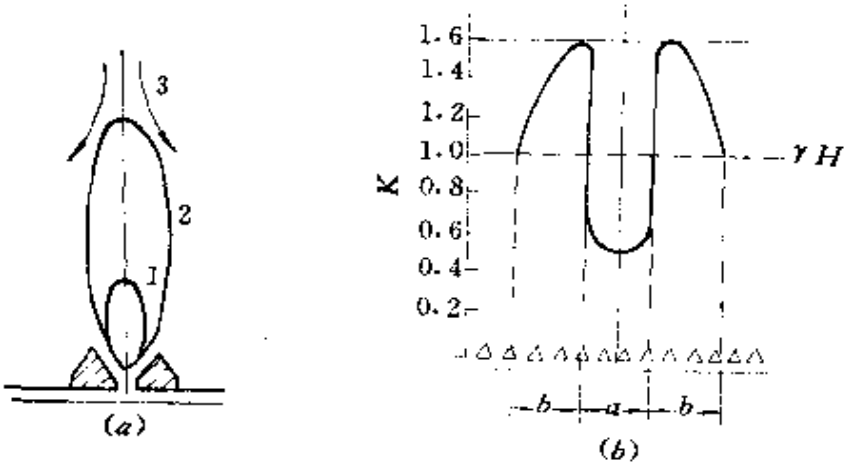


图 2-41　矿石放出过程漏斗上部压力变化

(a) 放矿椭球体；(b) 漏斗上部压力分布图

1—放矿椭球体；2—松散椭球体；3—压力迹线

大量放矿阶段，随着采场矿石不断放出，作用在底柱上的压力逐渐降低，并趋向基本稳定阶段。

2.6.1.2　地压控制方法

(1) 正确选择拉底方向，确定合理的拉底速度。

根据观测数据绘出拉底前方最大应力与拉底方向的关系（图 2-42），由图中看出，在拉底过程中，随着拉底进行，先拉底部位

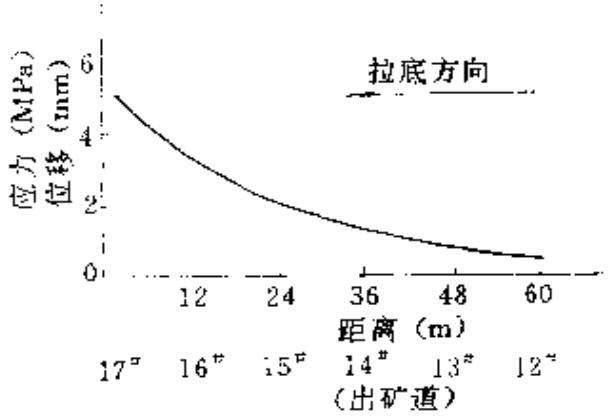


图 2-42　拉底前方最大地压与拉底方向的关系

下的底柱，其拉底前承受的最大应力较小，后拉底部位下的底柱，其拉底前最大应力较大。

离散元模拟计算得出，由上盘向下盘拉底，在底柱中产生的应力集中比由下盘向上盘拉底高出 1 倍多。正确的拉底方向是由不稳固矿体地段向稳固矿体地段，由矿体较厚处向矿体较薄处进行。该矿块选择由下盘向上盘，由东向西呈 45°斜线连续后退进行拉底，生产实践证明是正确的。

拉底速度对底柱稳定性有重要影响，由于拉底推进线前沿为增压带，若拉底速度太慢，相应的出矿巷道将长时间受到高应力作用，可能遭受破坏。如金山店试验矿块的 4# 拉底巷道，拉底炮孔第 15 排、16 排爆破之后，因故拖延近两个月才爆第 17 排和 18 排，结果拉底巷道和相对应的出矿巷道混凝土出现裂纹和逐渐开裂，当第 17 排、18 排炮孔爆破后，出矿巷道裂纹消失。而其它拉底速度正常的地段就没有发生这种现象。因此，拉底一旦开始，就不要间断，随着拉底面积的不断扩大，适当加快拉底速度，以便使拉底增压带在底柱引起的应力最小和作用底柱上的时间最短。当然拉底速度还受到矿石崩落速度、拉底松动出矿速度和拉底爆破质量等因素制约。西部矿块实际拉底速度为 0.6m/d。

（2）拉底完整、减小应力集中。拉底完整是指拉底爆破时不

留残柱，这样可消除残柱传递压力而产生应力集中，致使下方底柱中出矿巷道破坏。

如金山店－40m 拉底水平中沿拉底巷道与 13# 至 15# 切割巷道的十字交叉口冒落后，造成四块残留矿柱，相应的－50m 主出矿水平 14# 出矿道的 2# 和 3# 岔道之间出现严重地压显现，浇灌混凝土墙开裂并不断发展，此处 14—2# 测点下沉量增加 8 倍，下沉速度增加 4 倍。直到爆破残柱后，混凝土墙裂隙停止扩展，下沉量与下沉速度大大减小，并趋向稳定。又如 16—1# 斗在第二次拉底巷道冒顶之后，巷道收敛值增大 3.4 倍，应力值增大了 4～4.9 倍，岔道的钢支架变形、压弯，产生明显的应力集中，随着放矿和药包爆破处理，应力集中逐渐消除，钢支架停止变形。

值得注意的，在矿石可崩性较好情况下，要想提高拉底速度，关键是搞好爆破质量，减少处理残柱所浪费的时间。

(3) 控制放矿速度与均匀放矿。由上述地压活动特点表明，崩落放矿阶段是底柱承受交变荷载最大的阶段。如果能够缩短这个阶段时间，就可减少对底柱的压力，从而增强底柱的稳定性。

金山店铁矿试验矿块有 20%以上粉矿，块矿又被多组节理裂隙切割，容易崩落，因此只要适当加快放矿速度，就可促使崩矿速度提高，观测结果是放矿速度为 0.15～0.21m/d 时，矿块崩落速度达 0.21～0.27m/d，为放矿速度的 1.28～1.4 倍。图 2-43 是某矿底柱上承受压力随着放矿强度提高而降低的情况。

因此，适当提高放矿强度，促使崩矿速度加快，缩短崩矿阶段时间，减少对底柱压力，有利于巷道稳定性。

一般情况下，应该依次从每个漏斗等量均匀放矿，这样就能在整个放出面积上均匀松动，使各个漏斗经常处于扰动状态，避免在底柱上产生应力集中，从而减少底柱上的压力。尤其不要随意中断某个漏斗放矿，致使相邻漏斗压力增加，不利于底柱稳定。

(4) 利用卸压开采工艺掘进出矿巷道。在矿岩稳定性较差条件下，可先进行拉底工作，拉底完成后，再在底柱中掘进出矿巷道。

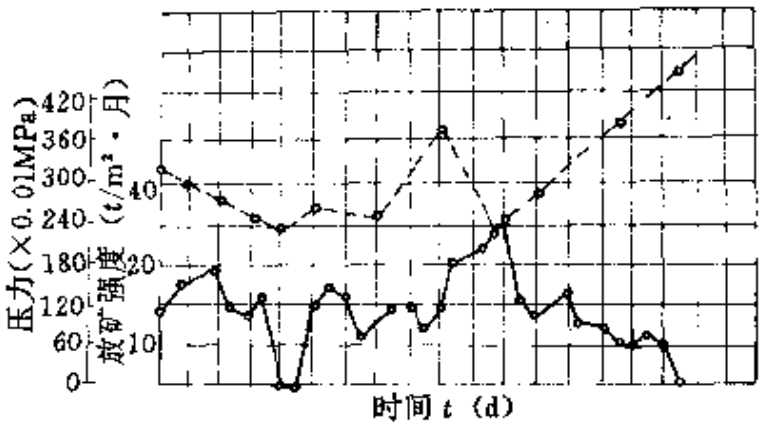


图 2-43　底柱承受压力与放矿强度关系

由于拉底爆破后，对下部出矿巷道起到卸压作用，然后再掘进出矿巷道时，就不再承受拉底推进线前沿增压带及拉底切割爆破动载荷的冲击和震动作用，从而增强底柱的稳定性。

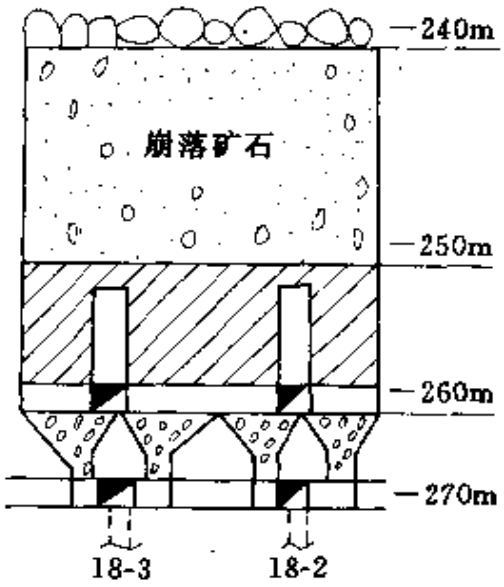


图 2-44　18—2#、18—3#矿块回采示意图

小官庄铁矿东区—270m 18—2#、18—3#矿块中，试验垂直分条崩落法（图 2-44）。因为矿块底柱位于软破的矽卡岩中，为了保证底柱和出矿巷道的稳定状态，采取先爆破—250m 分段的矿石，使下分段矿体和底柱处于应力降低区，根据观测—270m两条耙道支护上的垂直压力小于 12.24kPa，水平压力小于 6.87kPa，从而证实了卸压条件下掘进和支护出矿道可明显改善底柱受力状态，提高底柱的稳定性。

2.6.2　镜铁山铁矿平底柱阶段自然崩落法采场地压

本节内容是根据参考文献［11］编写的。

该矿试验采场的地质构造发育、节理裂隙多、矿体稳定性差，以及底部结构使用时间长，因此，整个采矿工艺过程中，必然出现不同程度的采场地压活动，对巷道稳固性必然产生一定的影响。

从巷道掘进开始，到巷道支护，拉底硐室掘进与爆破，堑沟硐室掘进与爆破及大放矿阶段，随采场生产工艺过程，采场地压活动也呈现一定规律。

（1）采准期间地压活动。在该矿试验过程中采准期间是指3072m水平和3060m水平的各种巷道的掘进和支护期间，3072m水平支护前掘进后存留时间较长，并且矿体比3060m水平的矿体破碎，所以地压活动明显，有39.2%的巷道出现不同程度的破坏。3060m水平地压活动较小。巷道支护后进入相对稳定状态，拉底前巷道收敛和下沉都很小。采准期间压力来源主要是原岩应力场和掘进爆破动应力作用。巷道破坏主要形式有巷道顶板冒落；拱部块体楔体滑落；侧墙折断等。

（2）拉底期间地压活动。拉底期间地压活动最为显著，拉底爆破对巷道具有较大的破坏作用，其中3060m水平破坏比3072m水平严重。3072m水平的破坏主要发生在与爆破地段邻近的巷道；3060m水平的破坏主要发生在巷道交岔口附近，以及支护质量不好地段。

拉底期间采场地压来源不仅有自重静应力场作用，而且还有拉底爆破动应力和拉底引起的支撑应力集中作用。动应力作用时间短，应力值比静应力值大很多，对巷道稳固性影响远远大于静应力作用。在拉底线边界处出现支撑应力集中现象，支撑应力值大约为自重应力的2～3倍。

拉底期间巷道变形破坏主要表现在支护结构上，破坏形式主要有喷层开裂、剥落，这是由于爆破动应力在巷道支护上产生拉伸应力造成的；浇灌混凝土压裂、剥落主要出现在3060m水平上出矿斜道处；破碎矿体重新产生破坏，支护结构被破坏后，暴露出的矿体失去支撑而出现掉块现象。

（3）开掘堑沟期间的地压活动。3072m水平拉底与出矿之后，

由于上部矿体被切开，3060m 水平巷道上覆受的自重应力更小，这段期间应力来源主要爆破动应力。堑沟爆破对 3060m 水平巷道稳固性的影响小于拉底爆破。3060m 水平受拉底爆破破坏的部分尚未进行补强支护，这段地段在堑沟爆破期间进一步发生破坏，但未有产生大的破坏。在开挖堑沟期间开始进行补强加固支护，一直到大量出矿初期结束。补强加固支护后，巷道稳固性大大提高。

（4）大量出矿期间的地压活动。3060m 水平巷道受上部松散矿岩自重应力作用，应力值很低，基本处于稳定状态，巷道收敛值很小，出矿期间平均收敛值仅为 0.008mm/d。

放矿初期，在 7 穿上盘侧 5# 出矿口上方出现一次悬顶现象，后经相邻出矿口均衡出矿，3 个多月后自行崩落。悬顶期间，在 6 穿、8 穿上盘开口处，V- 溜井联络道口和 6~8 穿的沿脉巷道显现出局部应力集中现象，使巷道出现一定程度的破坏，悬顶冒落后，没有出现新的破坏。

大量出矿期间大块矿石很少，二次破碎炸药消耗量不大，对出矿口支护破坏不大。

（5）巷道收敛变形在各生产工艺过程明显不同，如图 2-45 所示，图中为测点号，6# 测点在 10 穿下盘侧出矿口附近，12# 测点在 8 穿下盘侧出矿口附近，14# 测点在 6 穿下盘侧出矿口附近。

图 2-46 为各生产工艺过程平均收敛速度的变化过程。14# 测点在 6 穿上盘侧出矿口处，其余同上图。

采场地压活动是以爆破动应力为主，以松脱地压和支撑应力作用为辅的地压活动类型，爆破是诱导地压活动的最重要原因。试验矿块东部比西部稳定性差。采用的支护方式合理和局部采用补强加固支护措施，以及减少拉底一次爆破的炸药量和采用合理爆破顺序等。

2.6.3 金山店铁矿端部出矿阶段自然崩落法采场地压观测与分析

本节内容是根据参考文献 [10] 编写的

观测采场地压活动目的一是了解与掌握自然崩落法开

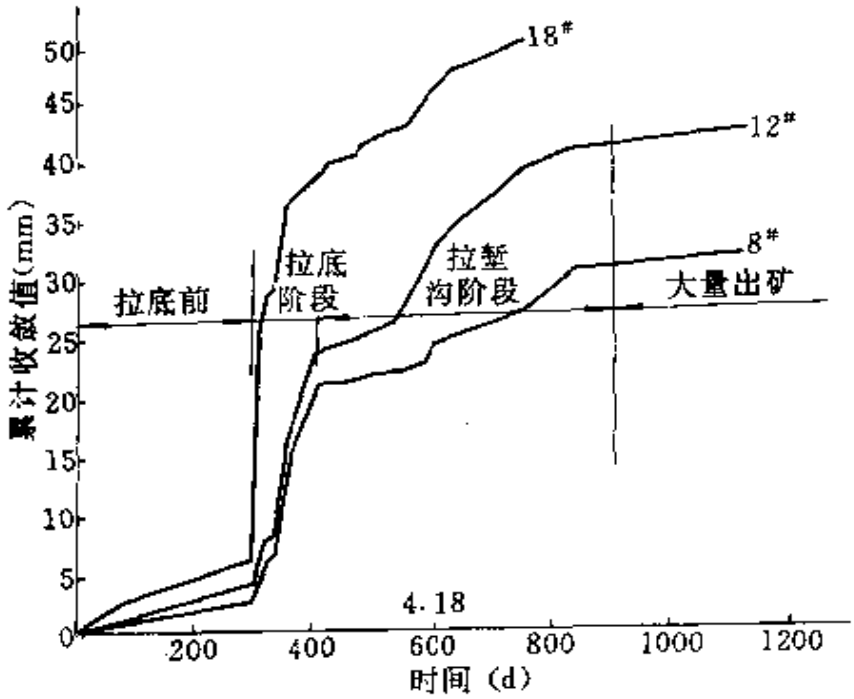


图 2-45　3060m 水平出矿巷道累计收敛值变化过程

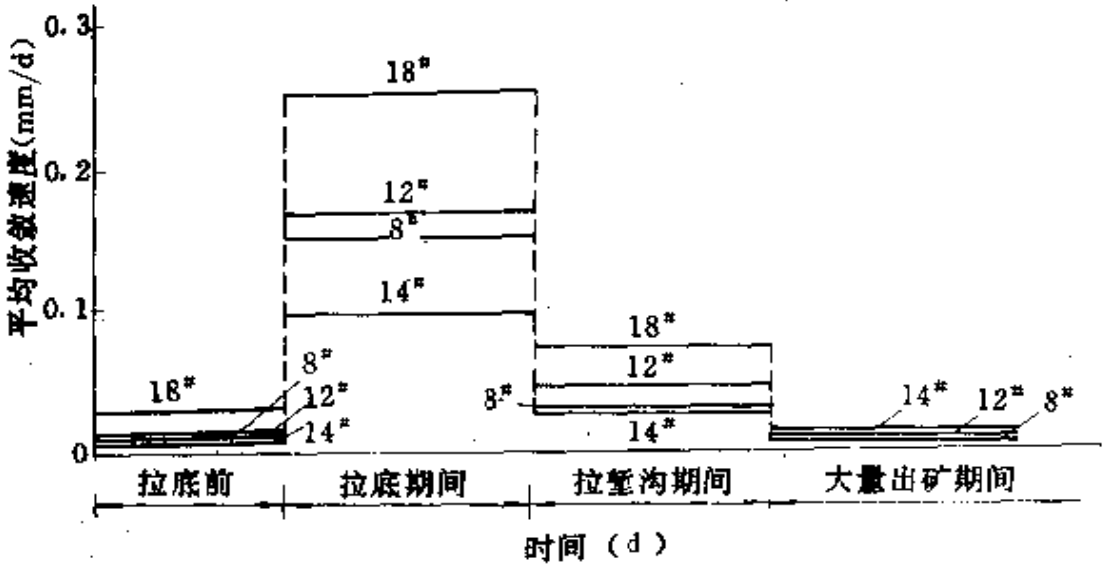


图 2-46　3060m 水平出矿巷道平均收敛速度的变化过程

采粉矿时采场地压活动规律，为今后开采提供实际经验；二是按

地压显现情况去指导巷道掘进支护及回采工作，以资及时采取措施保证采矿顺利实施。

以现场研究为主，宏观与微观测试相结合，跟踪巷道掘进支护及回采工作的全过程，全面系统观测。采用测试手段有：巷道表面收敛计、多点位移计和量测锚杆等（见图 2-47）。通过全面系统的观测和分析，基本上搞清 215 矿块开采时地压活动规模。

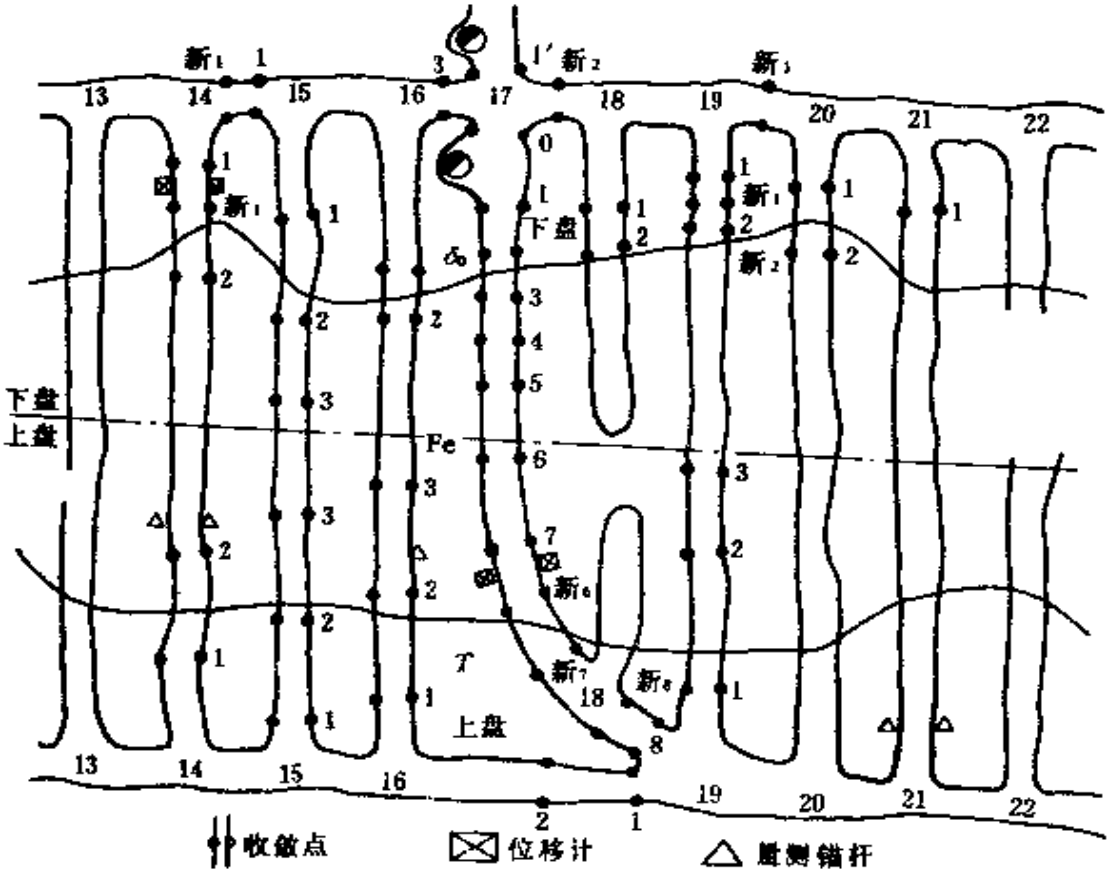


图 2-47　215 矿块　60m 水平测试点布置

（1）粉矿地压活动属以松脱地压为主变形地压为辅的地压类型。因此矿岩性质、断裂构造、爆破动荷载和回采支撑应力集中，是影响地压显现的主要因素。巷道表面收敛变形，粉砂状粉矿巷道最大，其累计收敛值最大达 287.48mm，平均收敛速度最高达 2.74mm/d；块状粉矿巷道累计收敛最大为 107.45mm，平均收敛速度为 0.34mm/d；在接触破碎带处的巷道收敛亦较大，其累计收

敛值最大为 92.1mm，平均收敛速度最高为 0.842mm/d。观测表明，位于粉矿、矽卡岩、闪长玢岩和断裂构造带中的巷道地压显现强烈，在上下盘围岩和块矿中的巷道地压显现不明显。

（2）地压活动在巷道掘进和回采出矿期间较强烈，支护期间较弱。例如 17 号进路的 3 号测点，相邻进路掘进前，其平均收敛速度为 0.097mm/d。当相邻进路掘进时，其平均收敛速度上升到 0.628mm/d；在二次支护期间，下降至 0.346mm/d，当回采出矿时，则又上升到 0.733mm/d，并达到最大值。这充分说明，地压显现程度是随工作阶段的不同而变化的，而且在回采出矿期间最为强烈。因此，在选择支护形式和参数时，应以出矿期间的变形数据为依据。

（3）观测表明，在粉矿巷道中所采用的超前锚杆、简易光面爆破、临时喷锚支护和喷锚网、锚索的永久支护的一套掘支技术，是有效的和适用的。它具有既允许巷道有较大的变形，又能控制巷道的变形破坏的特点，使巷道在回采期间保持足够稳定性。多数进路观测表明，喷锚网锚索支护在喷层开裂前的收敛变形可达 40～50mm，开裂后的收敛变形仍在继续增大，最大可达 287.48mm。由于这种支护结构的残余强度较大，在喷层出现开裂后，仍能保持巷道不失稳。

（4）三点位移测量表明，粉矿巷道的最终松动范围可达 2m 以上。因此采用 8m 长的锚索加固技术是必要的和合理的。同时对保护巷道眉线也是有利的。

（5）粉矿巷道自开掘之日起，至回采结束时为止，巷道收敛变形一直没有停止过，只是时大时小。因此回采过程中采用的“强掘、强支、强采”的强化开采技术是一项重要的措施；本次攻关从巷道掘进开始到回采结束为止，一共为二年零三个月，总的回采周期也只有 27 个月。因此可以预计，粉矿巷道的总服务时间以控制在 27 个月以内为宜。

3 软破矿体中采准巷道的掘进与支护

3.1 概 述

软破矿体，即松软破碎，整体性差，节理、裂隙构造发育；变形大，地压活动频繁；强度低，内聚力低、内摩擦角小；亲水性强，遇水软化、膨胀和崩解。一旦受采动和开挖影响，围岩受到扰动，引起应力重新分布和变形向开挖空间发展。由于围岩应力超过围岩强度或应变超过允许极限应变，而使巷道破坏。

软破矿体采矿技术攻关，是冶金部“七五”和“八五”攻关的重点课题。

攻关实践证明：维护采准巷道稳固性是保证采矿方法成功的先决条件，是提高采矿回收率，降低贫化的根本保证。

采准巷道，如进路、联巷、耙道、堑沟等均具有临时特点，平均服务时间12～17个月，随着回采的进行这些巷道就随着消失，只要它能作为安全生产通道，保证回采工作安全顺利进行就可以了。很显然这类巷道的支护等级和数量，应视要求保持巷道稳定时间的长短而定。

如玉石洼铁矿矿体属于接触交代型矽卡岩矿床，矿体形态复杂，矿岩松软破碎。由于采场地压大，支护与围岩变形不相协调，造成进路严重破坏，有时掘不进去，有时维护不当，整条进路丢掉，甚至整个采场不能正常回采。进路的掘进与维护曾是影响玉石洼铁矿造成大量矿石损失和贫化的根本原因。

类似的矿山有西石门铁矿、张家洼铁矿、金山店铁矿等。为此研究与试验采准巷道的掘进与支护方法，提高采准巷道成功率，是软破矿体采矿方法攻关的首要课题。

玉石洼铁矿、张家洼铁矿采矿技术攻关前采用普通爆破，超挖量大，给支护工作造成很大困难。巷道支护一般是当整条进路掘完后，才开始支护，即喷一层混凝土（或个别地方打一些锚

杆）或采用现浇混凝土支护。由于巷道掘完不及时喷锚，当巷道开始片冒才喷锚，支护效果欠佳，往往发生开裂剥皮冒落，这时又采用现浇混凝土或钢筋混凝土进行砌碹处理，但由于现浇混凝土不能接顶限制围岩变形的发展，围岩进一步变形、松脱。这样由于支护与变形不相适应造成进路片帮、冒顶接连不断，巷道成功率低，见表 1-3。

综合各软破矿体矿山采矿技术攻关实践表明：各矿山所以长期不能正常回采，矿石回收率低、矿石产量徘徊不前，其主要原因均是由于采准巷道严重破坏造成的。

3.2 软破矿体中采准巷道加固特点

采准巷道包括采区运输巷道、通风巷道、进路、耙道、联巷、堑沟、切割巷等。一般运输巷道设在矿体的上盘或下盘较好的岩层中，但软破矿体节理、裂隙发育、矿岩破碎，使矿体顶、底板岩石也受到蚀变而松软破碎；而进路、耙道、联巷、切割巷堑沟均设在矿岩中。所以软破矿体中采准巷道围岩都松软破碎，由不稳定到极不稳定。采矿场围岩由于受多次开巷和大爆破的影响，围岩中应力多次重分布，产生应力集中现象，为此，国内外在软破矿体中施工采准巷道均采用适当的支护。如现浇混凝土或钢筋混凝土支护，木支护、金属支架支护、喷、锚、网支护等。

从岩体力学角度看，常用的各种支护基本可以归纳为两类。

第一类，外补支护。除岩体本身外，采用其他材料（包括石材）在巷道内构筑支架。如木棚子，金属支架、模注混凝土碹体等。

第二类，内强支护。一切有助于加固岩体，提高围岩自身承载能力的支护形式。如喷射混凝土支护、锚杆（锚索）、金属网等。

外补支架把围岩视为荷载，并想方设法用各种支架去支承围岩。

采准巷道布置密集，交岔点多，应力集中突出，并在交岔口处叠加，矿岩因受多次扰动，破坏严重；围岩强度低，变形大，为

此要求支护：一要及时封闭并同时加固围岩，提高围岩强度，充分发挥其自承能力；二要适应围岩变形大，位移速率快的特点，不断调整二次应力分布，减小应力集中，以期达到稳定。

外补支架由于工艺上的缺欠，一般拱顶很难充填密实，为此，支架既不能加固围岩、限制变形，又不能及时提供支护抗力，往往导致围岩松脱破坏。

内强支架能及时与围岩密贴，加固岩体，并能柔性卸载，具有调整围岩压力与变形等特点，与围岩共同形成支护结构体系，抵抗围岩变形过程中的压力。

实践证明，在软破矿岩中，内强支架优于外补支架。

3.2.1 支护时间及时

根据理论计算，在圆形巷道中，围岩的周边位移u_a，在工作面向前掘进大约1倍洞径时，就基本接近它的最大位移u_{max}，见图3-1。

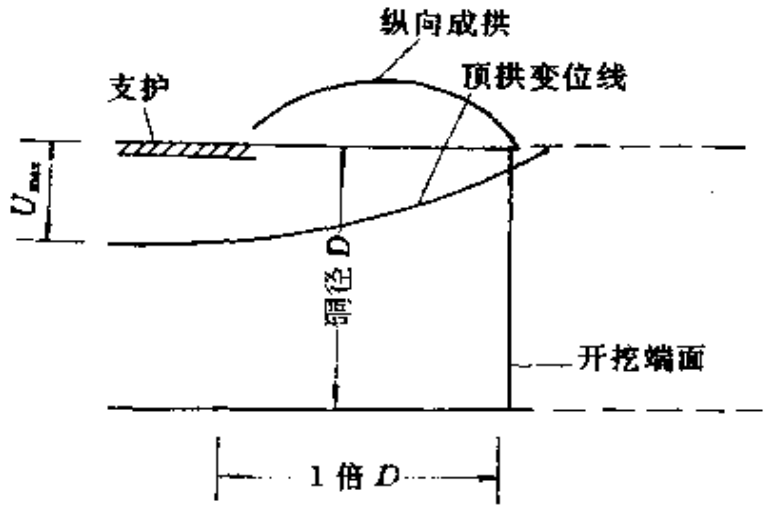


图 3-1 开挖端面、拱顶变位情况

据玉石洼铁矿实测，进路宽2.8～3.2m，即在2～3m距离内，非弹性变形区的应力重新分布尚未最后完成。如在这一距离内及时支护，就能有效地保持岩体的固有强度，进而充分发挥其自承能力，在诸多种支护形式中，唯有喷、锚、网支护能及时做到这一点。

3.2.2 提高围岩强度

众所周知，外补支架一般都不能抑制围岩强度的削弱，仅能随围岩位移的不断增加，消极地支承由于围岩强度的降低和位移增加而产生的新地压；而内强支架通过锚杆把节理、裂隙分割的围岩连在一起，形成加固拱，变荷载为支护的一部分，喷、网与围岩紧密结合，既能提供一定的支护抗力，又能让压卸载，保持围岩处于动平衡状态。

3.2.3 调整应力分布

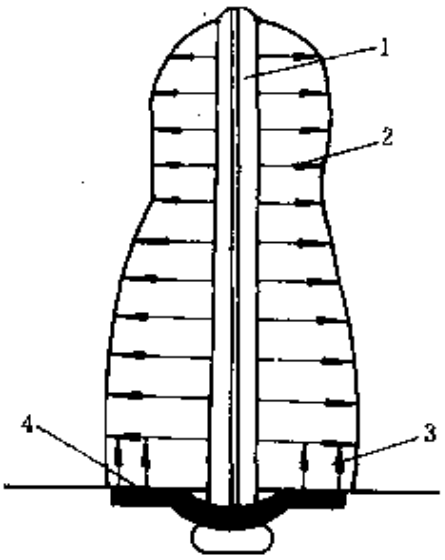


图 3-2 管缝式锚杆受力图
1—管缝式锚杆；2—侧向压力；3—预应压力；4—锚杆托盘

外补支架由于不能与围岩全面均匀接触，容易在围岩和支架间产生局部应力集中区。当高应力正好遇到岩体低强度区时，该处的岩石就成为首先破坏的突破口，由此诱发更大的地压活动。内强支架的喷射混凝土与围岩全面均匀接触，减小因爆破引起巷道壁面凸凹不平产生的应力集中，锚杆锚入岩体内部，托盘提供预应力，从而改善了围岩的应力状态，见图 3-2。从图上看出，管缝式锚杆在安装的同时就能向围岩提供侧向压力和预应压力，使岩块间的啮合镶嵌更紧密，调整围岩应力分布，充分体现了“内强作用”。

3.2.4 施作容易、成本低

外补支架，如模注混凝土支护，施工工艺复杂，不易机械化施工。内强支架工艺简单，易于机械化。经现场标定，管缝式锚杆安装速度快（每根安装约 1min），喷锚支护每米巷道约 1～2h，而成本约为外补支架的 60%左右。

综上分析，在软破矿岩中施工采准巷道，应从掘进到支护统

筹考虑，一是要尽量减小爆破对围岩的扰动和破坏，又要成型平整减缓凸凹面引起的局部应力集中；二是支护应具有加固作用，充填作用，封闭作用，支护和围岩形成统一体，充分发挥支护与围岩自承两方面的积极性。玉石洼铁矿采矿技术攻关中，提出在软破矿岩中施工采准巷道，一要简易光面爆破，二要实施以管缝式锚杆为主的喷、锚、网一次支护和以金属可缩性支架为辅的二次支护就是这个道理。

采准巷道支护的基本方法为，从调查研究入手，结合采场围岩物理力学性质的研究，巷道稳定性监控量测，巷道破坏形态分析，逐步查清地压活动规律，按照巷道的重要性，巷道寿命，断面大小，所处空间位置，本着安全可靠，经济实用的原则进行选择。

如张家洼铁矿将支护划分为四个等级，按上述原则进行有针对性的选择[23]。

Ⅰ级支护，长短锚杆相结合的喷、锚、网支护。主要用于支承压力带联络巷道、交岔口处及极不稳固的矿岩地段。

Ⅱ级支护，采用中长锚杆，其余同Ⅰ级支护。主要用于支承压力带中的进路，卸压带中的下盘进路、通风巷与卸压带中的联络巷。

Ⅲ级支护，管缝式锚杆，双筋条喷、锚网支护，双筋条带不设加密钢筋网。主要适用于卸压带中的上盘进路。

Ⅳ级支护，单锚或素喷混凝土支护。用于服务时间很短，岩性好的上盘切割巷，靠上盘侧的进路，以及远离矿体的块状结构岩巷中。

3.3 简易光面爆破技术

光面爆破技术，在我国矿山、铁道、水电等部门早已试验成功，并取得了可喜的成果，但因技术要求严格，至今在矿山系统未能全面推广使用。

简易光面爆破是一种准光面爆破。技术上采用矿山通用的凿

岩设备钻眼，周边眼采用自制的软塑料管包装的小直径（ϕ20、ϕ25）普通硝铵炸药连续装药，秒差或毫秒导爆管式雷管起爆，设备就地取材、工艺简单，爆破效果达到准光面爆破要求。

玉石洼铁矿在试验简易光面爆破前，一直沿用普通爆破方法，巷道超挖率在20～30%，不仅使掘进成本增高，而且在软破矿岩条件下，由于爆破对围岩的扰动过大，有的巷道往往来不及支护就发生垮落，严重影响支护和安全生产的正常进行。试验简易光面爆破后，成型工整，眼痕存留率30～50%，爆破对围岩的扰动明显降低，经声波测试，简易光面爆破松动范围为0.8～0.9m，比普通爆破下降了20～30%。

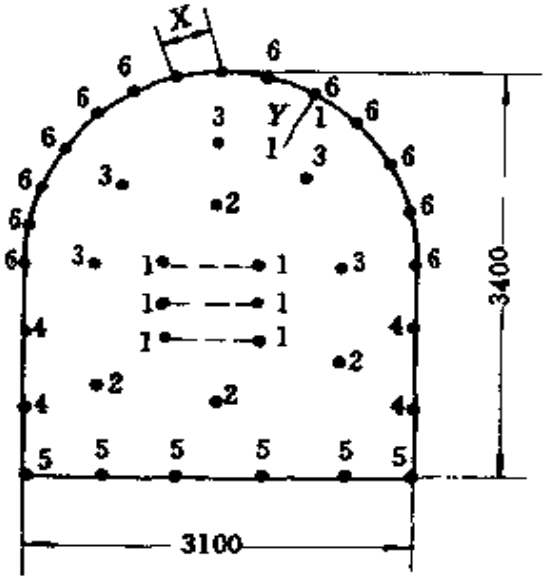
3.3.1 简易光面爆破参数分析

在软破矿岩中掘进采准巷道，由于岩层不稳固，顶板与两帮经常发生冒顶和片帮，因此，在爆破的冲击作用下，经常会造成超挖。

简易光面爆破，由于在周边眼中炸药量少，且均匀分布，用炮孔组起爆顺序中最后一段雷管起爆，见图3-3。

周边眼炮孔要在底部炮孔起爆后起爆。目的是为了能在彻底排除被落下来岩石之后，为周边眼造成最大限度的卸载。

由于卸载的结果，光爆层的岩石可以自由运动，于是减小巷道围岩的破裂。



（注：图中Y比X大）

图3-3 简易光爆典型段发顺序

从光面爆破机理分析得知，要获得理想的爆破效果，应采取如下措施，（1）合理缩小周边眼间距；（2）控制好周边眼的装药密度；（3）尽可能使周边眼同时起爆。为了实现不恶化围岩，保持围岩的稳定性，就要求对简易光爆参数进行优化，使爆破时作

用在周边眼连线上的切向应力大于岩体的动态抗拉强度，而爆破后作用于炮眼壁周围岩石的压力小于岩石的动态抗压强度。试验表明，简易光爆的质量与下列因素有关，周边眼距、不偶合系数、炸药性质、装药结构及起爆方式等。其中以下面四个因素影响较大。

3.3.1.1 周边眼距

周边眼的布置原则是在保证简易光爆效果的前提下尽量少打眼，以便加快掘进速度。如玉石洼铁矿将待爆破的岩体进行稳定性分级[29]，按不同岩性设计简易光爆参数，并经多次试验与优化，得出玉石洼铁矿简易光爆参数，见表 3-1[30]。

炮孔直径采用现场常用的 ϕ38mm，一字型钎头。根据试验，手持式凿岩机（7655 型）钻孔最佳深度，在中硬左右岩石中一般 1.8m 深为宜，玉石洼铁矿标定，钻深 1.6m 时，钻速最快，平均为 0.32m/min。

表 3-1 简易光面爆破参数表

岩体稳定级别	岩石名称	简易光面爆破参数				
		周边眼间距 (mm)	最小抵抗线 (mm)	密度系数	装药密度 (g/m)	装药不偶合系数
中等稳定	块状结构闪长岩	450～540	600	0.75～0.90	280	1.6～1.72
稳定性差	块状结构石灰岩	450～510	600	0.75～0.85	280	1.60～1.72
不稳定	碎裂结构蚀变闪长岩、灰岩	440～500	560	0.79～0.83	240	1.60～1.72
极不稳定	松散结构矽卡岩、磁铁矽卡岩	400～470	560	0.71～0.84	150～200	1.60～1.72

3.3.1.2　不偶合系数

周边眼采用不偶合装药，以求尽量减小炮眼周围粉碎区范围的扩大和径向裂隙的增多，为此采用小直径药卷，以便在药卷周围形成一个空气间隙，吸收了部分初始爆破能，从而减小了造成炮孔周围岩石粉碎的高压冲击的振幅。采用小直径药卷的不偶合装药结构，是一种有效的控制爆破手段。试验表明，作用于炮孔壁上最大爆轰压力有如下关系[31]：

$$P = KP_d D_i^{-3r} \tag{3-1}$$

式中　P——不偶合系数为 D_i 时，作用于炮眼壁上的爆轰压力；

P_d——炸药的最大爆轰压力；

K——比例常数；

D_i——不偶合系数；

r——炸药爆炸生成气体的定压比热与定容比热的比值，对一般炸药为略大于 1 的值。

从（3-1）式看出，作用于炮孔壁上的最大爆轰压力，随不偶合系数成指数关系衰减。可见不偶合系数是简易光面爆破的重要参数。

为了满足试验推广要求，东北大学玉石洼铁矿科研组就地取材，利用蜡纸和软塑料管试制了几种不同直径的小药卷。见表 3-2。利用采矿场大爆破的散装炸药装制，长度可根据岩石性质自选，使用方便。

表 3-2　自制小药卷参数

药卷规格（直径×长×重，mm×mm×g）	药卷结构形式	炸药类型	殉爆距离（cm）	密度（g/cm³）
φ25×250×125	蜡纸卷制	硝铵	2	1.019
φ25×500×225	软塑料管	硝铵	—	0.917
φ22×430×150	软塑料管	硝铵	—	0.917

试验表明，不偶合系数在 1.60～1.95 时，爆破巷道表面平整，

凸凹度不超过 20cm，眼痕存留率在 30～50%，岩面无明显的炮震裂隙。

以上几种小直径药卷经多次试验和施工实践证明，有良好的稳定爆轰性能及传爆性能。在孔深 1.5～1.8m，未发现因空气效应而拒爆现象。

3.3.1.3 周边孔的装药密度及装药结构

光面爆破的作用是用一定的动张力(而不是瞬时冲击作用)沿周边孔形成的缺陷而造成的应力集中区，使岩石按预定断裂缝断裂，很象石匠凿很长的石条时，先按预定的断裂线打了许多孔，为此造成缺陷(断裂力学)，而后轻微的张力即可使巨大的石头按预定方向发生规整的断裂一样。为此，简易光面爆破要求每孔装药量要均匀，药量以使周边眼产生连线断裂为宜，装药过多易使孔周产生不必要的裂纹，太少又不能产生足够的张力，其最小装药密度可按下式计算：

$$W = 900d^2 \tag{3-2}$$

式中 W——折算成铵油炸药的线装药密度，kg/m；

d——炮孔直径，mm。

岩石的损害与爆破引起的质点峰值速度有关，速度值越大破坏越严重，见图 3-4。

从图可见，随着装药密度变小，爆破引起破坏范围明显减弱。根据围岩的不同，合适的炸药量只能通过计算和试验确定，推荐的用药量见表 3-1。

在我国的光面爆破中，主要采用间隔装药，由导爆索起爆，这种装药结构无论从理论上还是爆破效果上都是好的。但间隔装药结构复杂，成本高，不易于大面积推广使用。简易光面爆破一般均采用 ϕ22～ϕ25mm 小直径药卷连续装药，用导爆管式雷管起爆，操作简单，易于保证质量。

3.3.1.4 简易光爆起爆

简易光面爆破要求周边孔的起爆时差应尽可能小。在大多情况下，周边孔是炮孔组的一部分，故应采用大段数迟发电雷管和

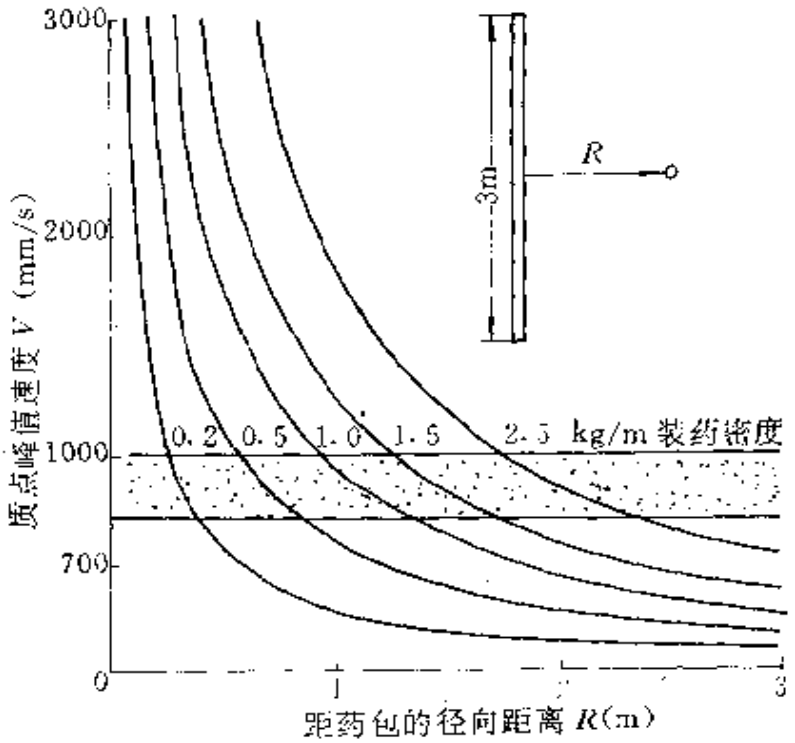


图 3-4　在不同装药密度下，质点峰值与距离关系

半秒迟发电雷管起爆，只要有条件就应优先选用毫秒雷管。同段起爆和毫秒起爆形成轮廓最平整。迟发间隔时间若超过 100μm 就意味着每个装药孔如同分次起爆一样单独起作用。在采用半秒迟发雷管的大多数情况下，就会产生上述结果。

在周边孔中，均匀分布少量炸药，按一般炮孔布置，用段发雷管起爆（同段误差不超过±0.1s）也可以得到较满意的效果。为此只能解释为后爆孔为先爆孔的导向孔，先爆孔产生的应力波作用在后爆孔壁上，从而有利于裂隙产生应力集中或产生微小裂隙。后爆孔起爆后，所产生的应力波将与先爆孔产生的准静态动力场相互作用，在孔壁上产生更大的拉应力。

试验表明，炮孔间延发的时间越短，爆破后巷道轮廓越光滑，瞬发雷管的简易光爆效果最好。

3.3.2　简易光爆设计与施工

3.3.2.1　简易光爆参数设计

设计原则是，炮孔由类比法确定，并通过试验优化；在满足

准光爆的前提下，尽量少打眼，以利提高掘进速度；周边孔距 E 与最小抵抗线 W 应满足 $E\leqslant 0.8W$；尽量增大不偶合系数 m，应保证 $m>1.5$；连续均匀装药。有条件应优先选用低爆速、低比重的铵油炸药；尽量采用瞬发或毫秒雷管起爆。

3.3.2.2 简易光面爆破炮眼布置

根据矿岩稳定性分级，将围岩划分为四级，即中等稳定，稳定性差，不稳定、极不稳定。按级确定简易光面爆破参数，见表 3-2。

现以玉石洼铁矿石灰岩爆破参数表说明：

设计毛断面 3200×3300mm，直墙圆弧拱结构。设计炮眼 37 个即：

掏槽眼 6 个，辅助掏槽眼 2 个；

辅助眼 9 个；

顶部简易光爆眼 9 个，两帮光爆眼 6 个；

底眼 5 个。

炮眼布置见图 3-5，爆破参数表见表 3-3。

表 3-3 玉石洼铁矿简易光爆图表

炮眼名称	炮眼编号	炮眼个数（个）	炮眼深度（m）	炮眼装药量				倾角		爆破顺序
				石灰岩闪长岩		矽卡岩		水平	垂直	
				（个/眼）	小计（kg）	（个/眼）	小计（kg）			
掏槽眼	1～6	6	1.7	7	6.3	7	6.3	76	90	1
辅助掏槽	7～8	2	1.5	6	1.8	6	1.8	90	90	2
辅助眼	9～17	9	1.5	5	6.8	5	6.8	90	90	3
两帮光爆眼	18～23	6	1.5	(φ25) 4	2.1	(φ25) 3	1.8	外3°	90	4
顶部光爆眼	24～32	9	1.5	(φ25) 4	3.15	(φ25) 3	2.7	90	上3°	5
底眼	33～37	5	1.5	6	4.5	5	4.5	90°	下3°	6
总计		37	56.7		24.65		23.9			

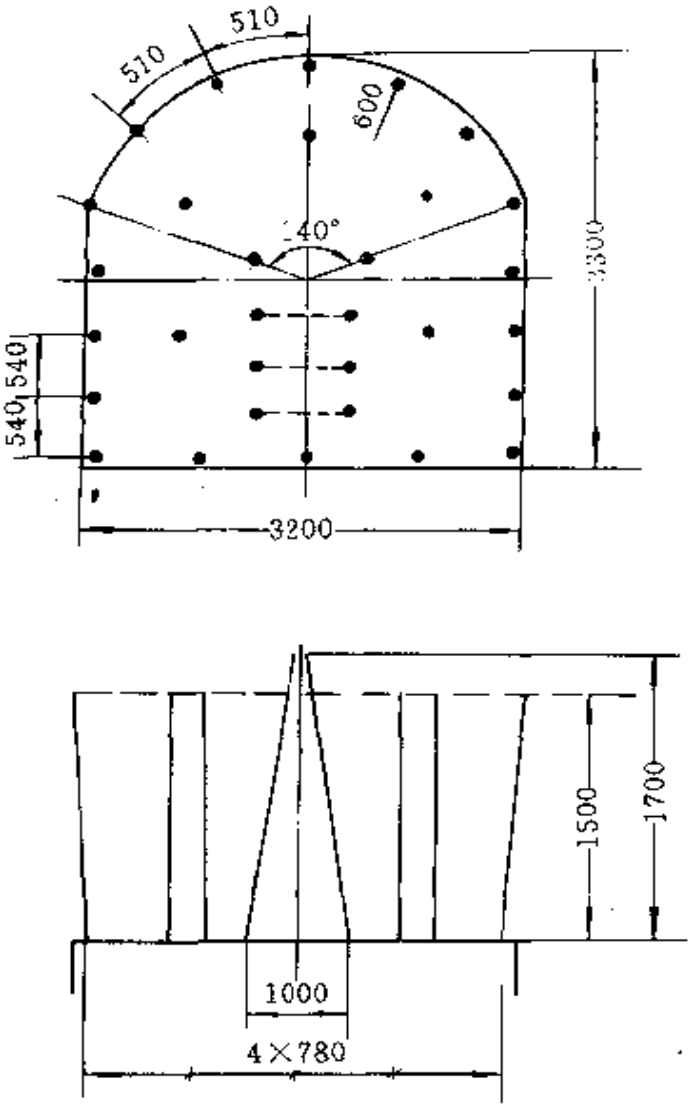


图 3-5　简易光面爆破炮眼布置

3.3.2.3　简易光面爆破施工

(1) 凿岩　凿岩的关键是掏槽眼和周边眼，必须按设计施工。

周边眼要求尽量平行，眼底落在同一平面上。顶部眼必须实行登碴打眼，下部眼出碴后完成。每班有质检员跟踪检查记录，严格按标准评级，月终按质量给予一定的奖励，这样既体现了按劳付酬，又充分调动了工人的积极性，确保简易光爆质量。如玉石洼铁矿 86～87 两年，共掘采准巷道 3608m，准光爆占 89.9%，每米降低成本 30～50 元，不但保证了巷道的稳固性，而且节省了大

量掘进费用。

巷道壁由周边眼外插角造成的“台阶”必须控制，使下一轮炮眼可以在轮廓线上开孔而不致于使凿岩机碰着岩石，台阶的高度取决于凿岩机的尺寸，即钻杆中心到凿岩机顶面的高度。要求控制周边眼和最小台阶，导致特殊截面凿岩机的出现，如阿特拉斯 90ED 型，其高度从钻杆起仅有 89mm。

减小外插角的关键是，提高操作技术和加强责任制。减小外插角除将凿岩机尽量和巷道轮廓线接近外，利用长钻杆钻浅眼，也得到很好的效果，如用 2.0m 钎杆打 1.6m 孔，外插角可以减小 20%，但钎子太长会给施工带来不方便。见图 3-6。

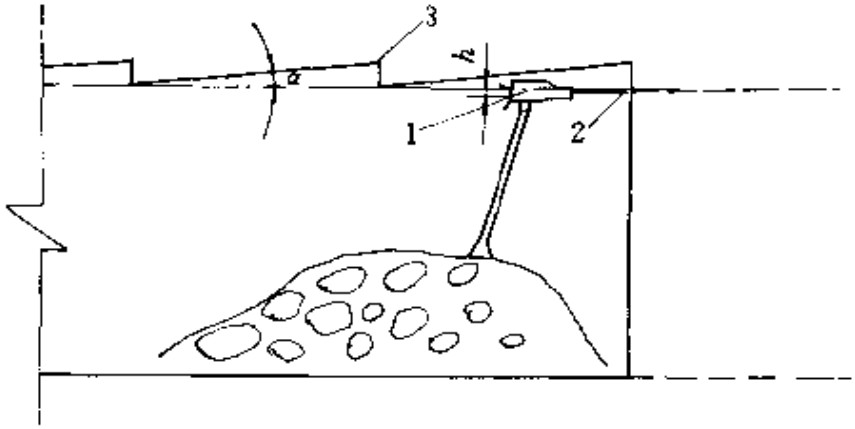


图 3-6　周边眼钻孔示意图

h—凿岩机钎杆中心至巷道轮廓线之间距离；

α—外插角；1—凿岩机；2—钎杆；3—台阶

打眼前要看准中心、腰线，先打出一个与中心线平行的炮眼，然后向眼内插一根炮棍作“导向”用，打其余顶部眼时要平行于这个炮棍钻进，以利保证周边眼平行的要求。

(2)装药与填塞　装药采用 ϕ25 小药卷连续装药，装药前将药卷墩一墩，保证药卷装药密度。

炮眼装药后要用炮泥充塞孔口，以保证爆破效果。如果不充塞或充塞质量欠佳，则延迟起爆的串装药易被抛出，影响简易光爆质量。

(3) 联线与起爆　简易光爆采用分区束把式的联线方式，见图 3-7。每把导爆管根数不超过 20 根，网路中的传爆雷管要用 1～2 段非导毫秒雷管，也可用导爆索进行传爆（每根长约 0.4～0.5m）。采用火雷管一次点火起爆。

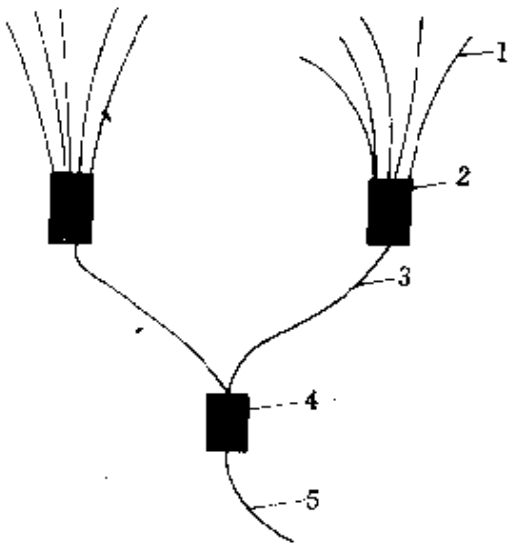


图 3-7　联线与起爆示意图
1—孔外导爆管束把；2—传爆雷管；
3—导爆管（传爆雷管用）；
4—火雷管；5—导火线

3.3.3　简易光面爆破效果检测与分析

简易光面爆破效果的优劣，一般从三个方面来评价，一是表观成型，眼痕的存留率的多少；二是爆破对围岩的扰动范围大小；三是能否降低超挖，减少支护量。

玉石洼铁矿简易光爆的采准巷道，眼痕存留率在 30%～50%，巷道超挖量由普通爆破的 30～40cm 降到 10～15cm 以下；围岩松动范围由 0.9～1.0m 降到 0.8m 以下，由此可见，简易光爆对围岩的破坏程度明显减小，喷混凝土后基本没有突棱，减缓了应力集中，在矽卡岩中普通爆破后巷道自稳时间 1～2d，而采用简易光爆后提高到 3～4d，如果支护及时，是完全可以避免巷道片帮和冒顶现象。

3.3.3.1　简易光爆声波测试方法与系统

声波检测方法与系统，见图 3-8[32]。

简易光爆后，首先在待测断面平行布置三个直径为 40mm，深为 2100～2400mm 的测孔，如图 3-8，测试时将两个同型号换能器分别置放于 1# 和 2# 测孔中，并用水耦合，准备接收信号。在 0# 测孔内两换能器相同位置放置瞬发或一段毫秒雷管，作为声源。引发雷管同步向单板机输入触发信号，使单板机起动对声波信号进行采样。采样频率为 10.99kHz。声波信号经过放大和 A/D 转换后

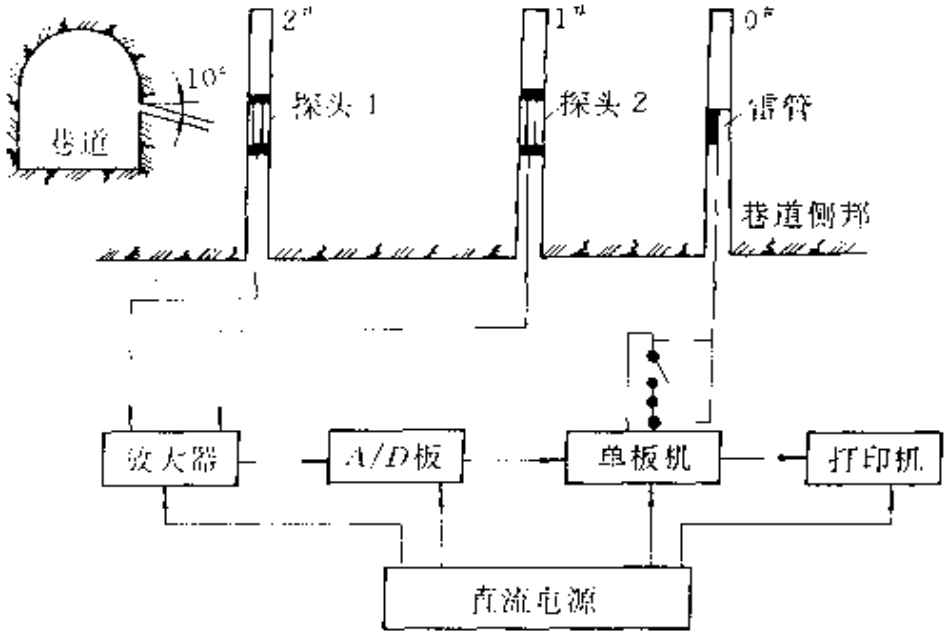


图 3-8　声波测试系统示意图

进入单板机。测试结果由打印机打出。

测试时，探头灵敏度，仪器放大倍数及耦合因素所造成的误差，通过调整两个探头的位置，在数据处理时加以限制和减小。

3.3.3.2　利用纵波速度和声幅衰减测量岩体松动范围的原理

在巷道掘进中，由于爆破冲击波震动影响，使岩体中原有的节理裂隙进一步扩展，并且产生新的裂隙，结果受到扰动的岩体与原岩在力学性质上产生了显著差别，在巷道周边形成了一定的松动范围。

如前所述，简易光爆与普通爆破对巷道围岩的破坏是不同的，施工后所形成的爆破松动圈也是不同的。

利用岩体中传播的弹性波来测定其巷道壁的松动范围，主要是根据声波在传播过程中，所发生的能量衰减来进行的。携带一定声能的波，在传播中主要发生两个方面的能量耗散，一是几何形式的扩散，随着传播距离的增加，波前扩大，能密度减小；另一个是岩体介质的非弹性影响。波在遇到裂隙或其他构造，通过

裂隙接触面传播声能时，界面间的摩擦滑动将引起能量的损失，使声速和声幅减小。

由于非弹性与裂隙的分布与状态有密切关系，因而可利用岩体中传播的声速和声幅变化，来判定和评价工程岩体的稳定性。

(1) 声速指标。对于弹性介质，声速（纵波）与介质的关系利用下式描述。

$$V_p = \sqrt{\frac{E(1-\mu)}{\rho(H\mu)(1-\mu)}} \tag{3-3}$$

式中 E——纵向弹性模量；

μ——泊松比。

岩体属于部分弹性介质。由于裂隙的扩散和增生，使介质的非弹性增强，其弹性模量和泊松比发生偏离弹性的变化，导致了纵波速度的减小。

(2) 声幅指标。声幅值的高低，是声波携带能量大小的标志。对于远离声源点接到的声波，可假定为平面波，其声幅表达式为：

$$A(f) = G(x)\exp(-a(f)x) \tag{3-4}$$

式中 x——传播距离；

f——频率；

G——几何扩散系数，仅为 x 的函数；

a——衰减系数，与频率有关。

在测试过程中，测孔间距 x 保持相对不变，频率带宽度不变，几何扩散系数为常数。当岩体介质发生变化时，衰减系数的变化将使声幅发生改变。

根据单板机采样得到的声幅离散值，分别求取探头 1 和探头 2 接收的声幅平方和 a_1 和 a_2

$$a_1 = \sum_1^n A_1^2, \quad a_2 = \sum_1^n A_2^2 \tag{3-5}$$

式中 A_1、A_2——探头 1，2 的声幅值；

a_1 与 a_1——a_2 的比值反映了声幅衰减程度，用 a 来表示

$$a = \frac{a_1}{a_2} \tag{3-6}$$

上式的含意为，当岩体裂隙不发育时，a 为较大值；当岩体破碎，裂隙发育时，a 值趋近于 1。

3.3.3.3 测试结果与分析

为了比较简易光爆与普通爆破对巷道围岩的扰动范围。现依玉石洼铁矿实测为例。

在玉矿二采区 220m 水平 2# 穿脉的 16#，20# 进路中布置了四组测孔，如图 3-9。每组由三个测孔组成。

第一、二、四组布置在闪长岩巷道中，其中第一、四组布置在普通法爆破段，第二组布置在简易光爆段；第三组布置在矽卡岩矿体简易光爆段。每组测量三次。每次由孔深 2m 处向外每隔 100mm 测取一次数据。然后调换探头重复测试。共取得数据 227 个。经整理见表 3-4。

表 3-4 测孔特征数据

组 别	测孔间距 (mm)		平均声速 (m/s)	岩 性
第一组	1#～2#	1080	3866	矽卡岩矿体（光）
	1#～0#	640		
第二组	1#～2#	1100	4265	闪长岩（普）
	1#～0#	580		
第三组	1#～2#	540	3411	矽卡岩矿体（普）
	1#～0#	560		
第四组	1#～2#	540	4818	闪长岩（光）
	1#～0#	580		

根据测量结果绘制的 v_p-L 曲线和 a-L 曲线，即纵波速 v_p 与孔深 L 和声幅衰减系数 a 与孔深 L 的曲线，见图 3-10，3-11，3-12 所示。

根据上面的测试结果，作出如下分析：

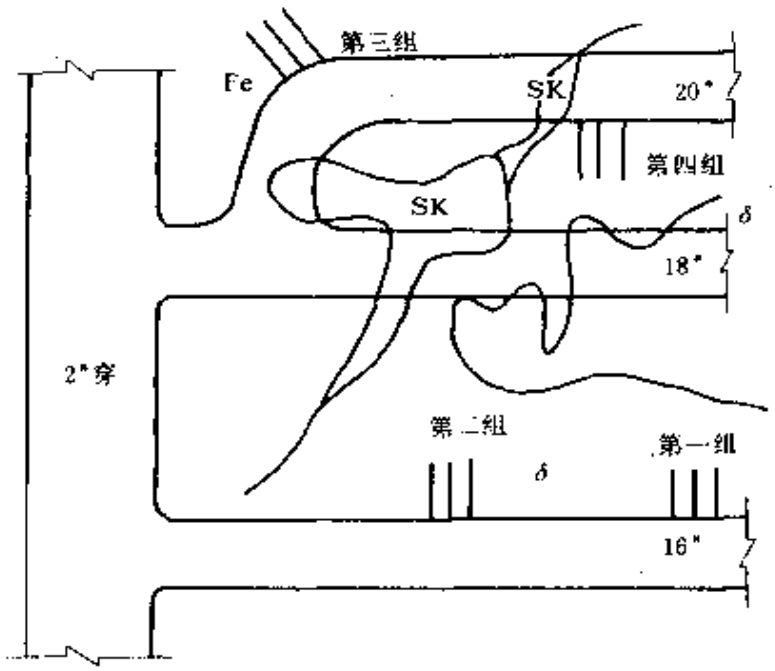


图 3-9　220m 水平测孔位置分布示意图

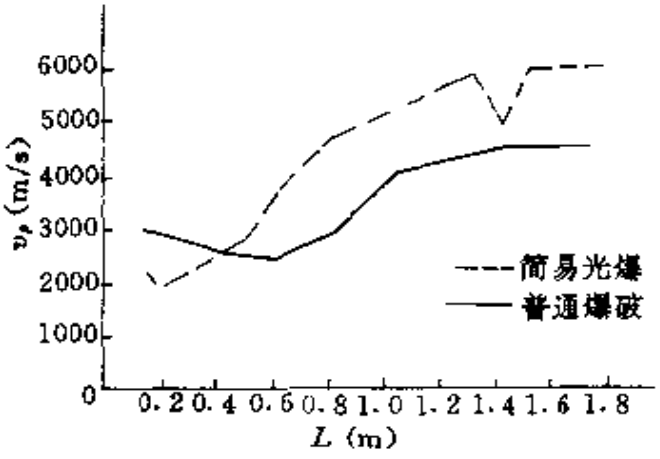


图 3-10　闪长岩简易光爆与普通爆破平均声速与孔深变化曲线

(1) 闪长岩简易光爆平均声速为 4818m/s，孔深 0.9～2.0m 区段，除一个测点声速离散外，其余均大于总平均声速，其松动范围为 0.9m 左右。

闪长岩普通爆破，由岩体内部向外，声速呈总体下降趋势，当

低于该组声速总平均值时，此点即为松动深度的标志。因此，该测孔处，围岩松动深度为 1.0～1.2m。

矽卡岩矿体简易光爆总平均声速为 3866m/s，从图 3-11 可知其松动范围在 0.8m 以下，矽卡岩普通爆破松动范围在 1.0m 左右。

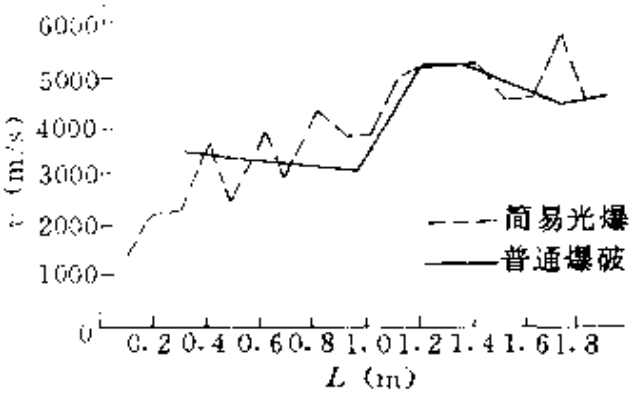


图 3-11 矽卡岩矿体简易光爆与普通爆破平均声速与孔深变化曲线

（2）声幅比值 a 随孔深变化，闪长岩普通爆破与矽卡岩矿体普通爆破呈现一定规律，由内向外有所下降，较明显的判定松动范围为 1.0～1.2m。

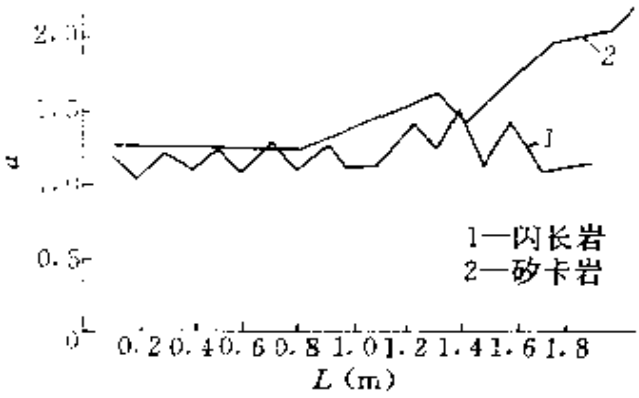


图 3-12 闪长岩与矽卡岩普通爆破平均声幅衰减比随孔深变化曲线

（3）四组测孔最大不平行度为 0.04，孔深 2.0m，偏差 0.04×2.0=0.16(m)，如平均走时按 270μs，测距按 1000mm 计，其误差为 8%。

结论：简易光爆与普通爆破各测孔口处声速偏低，随孔深度增加速度提高，达到一定程度后，基本趋于稳定；简易光爆松动范围 0.8～0.9m，普通爆破松动范围 1.0～1.2m，说明简易光爆对围岩扰动小，能提高围岩的自承能力。

3.4 采准巷道支护

采准巷道围岩的变形与破坏，很大程度上直接反映出围岩内部应力调整过程和结果。是确定支护形式和等级的重要依据，为

此对围岩破坏力学形态进行分析，就能有针对性的采取有效支护措施，保持巷道的稳固性。

3.4.1 采准巷道围岩破坏形态分析

3.4.1.1 在节理裂隙发育的硬岩中巷道破坏形态

矿体的顶底板岩石被节理、裂隙、断层、构造等切割破碎，尽管岩石强度不低，但整体性差，在几条节理交汇下形成“危岩”。在回采过程中，巷道顶板围岩一般受拉应力作用，拉伸应力促使节理裂隙张开引起“危岩”脱落或沿薄弱面滑移脱落，引起连锁反应，当维护不及时时造成较大的塌方现象，鞍钢弓长岭井下矿—160～220m 水平就有类似现象。见图 3-13。

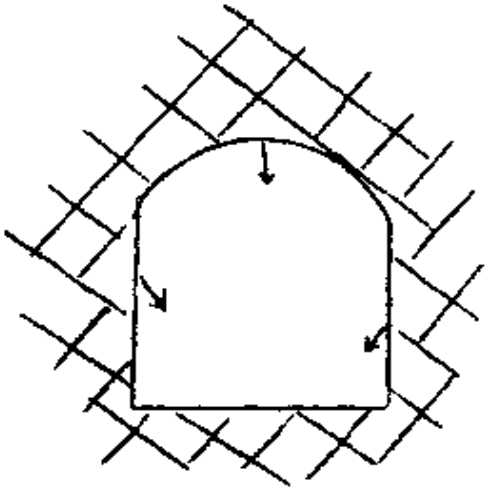


图 3-13 节理发育的岩石巷道破坏形态

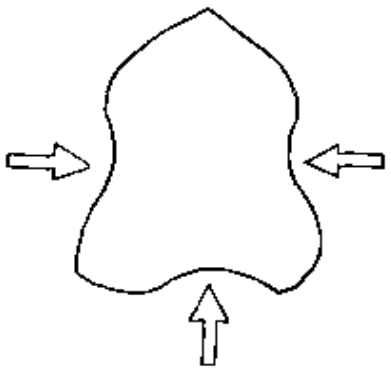


图 3-14 软破矿岩中尖桃破坏

3.4.1.2 在软弱破碎矿岩中巷道破坏形态

松软破碎的岩层中掘进巷道，巷道变形以流变为主，通常破坏形式为两墙开裂鼓肚，拱顶出现尖桃破坏，并同时伴随有底鼓现象，破坏形态见图 3-14。

在采场进路中，由于重力场的作用，两相邻进路岩（矿）柱有明显的膨胀性和蠕变性，如软弱的矽卡岩、蚀变闪长岩、红板岩、矽卡岩矿体等。这些岩（矿）体的矿柱在垂直应力和采动应力叠加作用下，围岩很快达到岩体强度，进入塑性状态，使矿岩

变形内移或劈裂产生水平推力，造成进路两帮中点偏上部位岩石内移、鼓裂、脱落，进而发展到拱顶下沉冒落，见图 3-15。

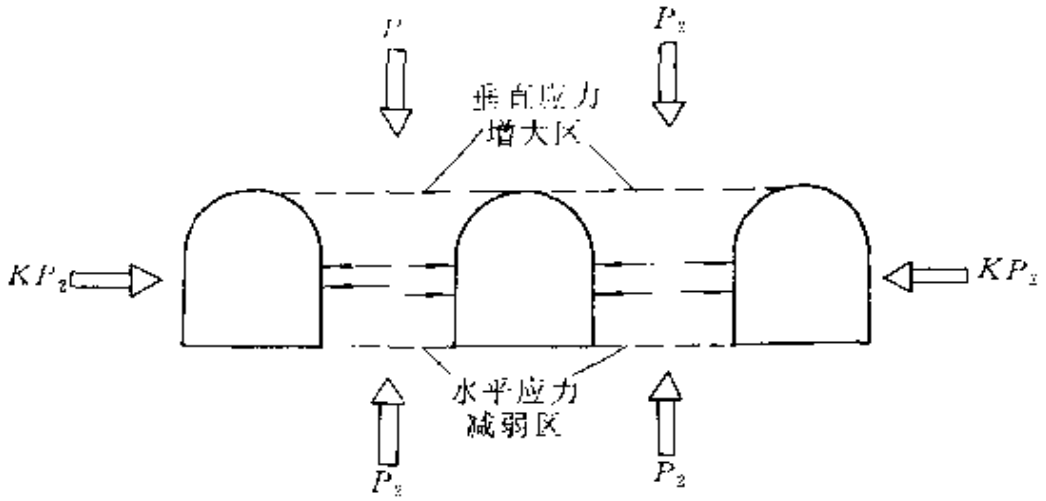


图 3-15　软破矿岩中进路破坏形态

3.4.1.3　高应力集中区内巷道破坏形态

高应力集中区内巷道破坏通常发生在进路与联巷的十字交岔点处；耙道与斗穿交接处、耙道与联巷交岔口处、溜井附近巷道等，这些部位围岩应力集中突出，其应力峰值一般超过原岩应力 3 倍以上。巷道破坏常见的是冒顶。见图 2-29。

3.4.2　软破矿岩中采准巷道支护方法的演变与发展

采准巷道的支护方法，因矿岩的物理力学性质、地质结构、构造，巷道使用要求，服务时间，开挖尺寸等的不同，国内外使用的支护方法也不同。常见的支护形式有木棚支护，钢架支护，现浇混凝土支护，喷、锚、网支护等。随着控制爆破技术，喷、锚、网支护技术的进步和完善，在软破矿岩中，喷、锚、网支护在采矿进路、耙道、联巷、出矿巷道、运输巷道等正在取代混凝土和钢、木支护。

由于矿岩条件变化极大，支护方法也随之不同，由锚杆支护到锚杆加金属网，进而发展到钢支架加混凝土、可缩性支架等。实践证明，在极不稳固地层使用可缩性金属支架要比混凝土支护更好一些。

从两洼一店一门（玉石洼、张家洼、金山店、西石门）采矿技术攻关支护的演变表明，喷、锚、网联合支护和必要的二次可缩性支护、已取代现浇混凝土支护和钢、木支架。诚然软破矿岩中，采准巷道围岩应力应变是复杂多变的，适应各种地压特点的喷、锚、网支护形式在不断发展。如长、短锚杆相结合，纵、横钢筋压条，提高金属网的作用等等。

3.4.3 软破矿岩中巷道支护的基本要求

3.4.3.1 要求巷道表面平整，尽量减小爆破对围岩的扰动，保持岩体的原有强度，为此要求采用简易光面爆破掘进。

3.4.3.2 支护必须及时速效。所谓及时，即是掘进过后就能马上施作；速效指支护后立即能提供一定的支护抗力，并能限制围岩变形的发展，调整应力分布，缓解应力集中。

3.4.3.3 先柔后刚，有让压作用。先柔就是当压力峰值来临时，支护能随之产生一定的变形释放应力，当变形速率发展较快或累计变形过大时能限制变形的发展，提供足够的支护抗力。

3.4.3.4 支护能够起到加固围岩，提高围岩的整体性，最大限度地发挥岩体自身承载能力。

3.4.3.5 经济合理，施工方便。由于采准巷道使用是临时性的，服务期短，因此，在保证使用的条件下，要求既能快速地经济地支护巷道，又能为工人广泛接受和推广。

3.4.4 以管缝式锚杆为主的喷、锚、网支护

众所周知，巷道开挖后，原岩应力失去平衡产生应力重分布，岩体强度由于受爆破、风化影响弱化为围岩强度。为此，加固围岩，保持岩体强度，提高围岩的自承能力是最积极地维护方法。弹塑性理论分析可知，围岩强度的弱化是时间的函数，所以及早加固围岩是最经济的。

管缝式锚杆以它特有的结构形式和独到的力学性能，以最快、最主动的方式向围岩提供侧压压力和上托力，提高围岩的内聚力（C）和内摩擦角（ϕ），改善围岩应力分布，限制围岩位移的自由发展。当荷载过大时又能滑动卸载，先柔后刚主动加固岩体；喷

层可以及时充填节理、裂隙，封闭岩面，防止围岩风化、水解，减小应力集中，并提供一定的支护抗力，改变围岩的受力状态；金属网可以加强喷层的整体性，提高其抗拉、抗弯、抗剪能力。三者混为一体，同时起到内加固与外补作用，提高了支护的可靠性。

3.4.4.1 支护设计与施工

（1）支护设计。通过对已破坏巷道调查分析，依据矿岩物理力学性质和围岩稳定性分级，首先按工程类比法，初步确定喷、锚网参数，经量测信息反馈，优化确定合理的喷、锚、网参数。见表 3-5。

表 3-5 玉石洼铁矿喷锚网支护参数

岩体稳定性分级	岩石名称	支护形式	喷混凝土		
			标号	厚度	初喷层
中等稳定	块状结构闪长岩	喷 锚	200#	80～100	20～30
稳定性差	块状结构石灰岩	喷 锚	200#	80～100	20～30
不稳定	碎裂结构蚀变闪长岩、灰岩	喷锚网	200#	100	20～30
极不稳定	松散结构矽卡岩、磁铁矽卡岩	喷锚网，必要上二次支护	200#	100	20～30

岩体稳定性分级	锚杆			金属网		
	直径	长度	间距	直径	网度	块度
中等稳定	42～43	1600	1000×1000	φ6	250×250	8000×2000
稳定性差	42～43	1600	800×800	φ6	250×250	8000×2000
不稳定	43	1600	800×800	φ6	150×150	8000×2000
极不稳定	43	1600	600×600	φ6	150×150	8000×2000

（2）支护施工：

1）在松软破碎矿岩中，如不稳定和极不稳定的蚀变闪长岩、矽卡岩、矽卡岩矿体中的巷道，视围岩的具体情况，可以采用一掘一喷或两掘一喷，但空顶距不超过 2～3m。当初喷混凝土出现

裂缝时，敷设金属网，并同时终喷到设计厚度。在此期间备好了缩性金属支架（见本章 3.5），必要时进行二次支护。

2） 在稳定和较稳定的岩层中，如闪长岩、石灰岩中。为了加快成巷速度，可把进路分作两次掘支，当掘 20～30m 时，喷一层 20～30mm 厚混凝土，待掘到 40～50m（相当进路长度）后，打锚杆，同时终喷到设计厚度。

在无底柱分段崩落法采矿过程中，由于进路施工后要打中深孔采矿，为方便落矿，金属网采用如图 3-16 方式敷设，收到较好的效果

3）断层、破碎带。当巷道穿过不能自稳的断层、破碎带时，为防止掘进中顶板冒落伤人或难以通过，在掘进前，位于轮廓预先将锚杆锚入围岩中，见图 3-17。使掘进工作在超前锚杆组成的假顶保护下安全进行。

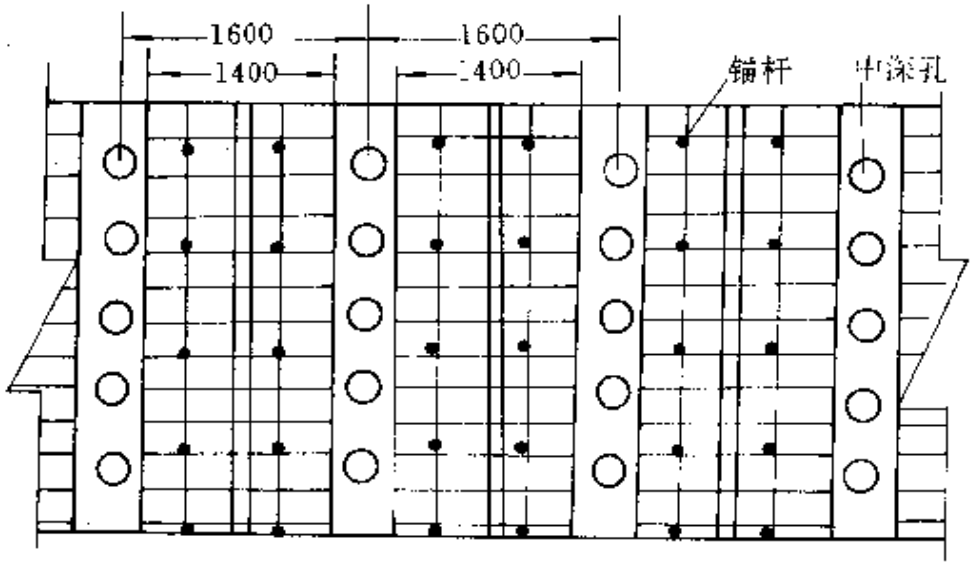


图 3-16 进路金属网布置示意图

超前锚杆作用有：①阻止岩体脱落和错动，一定程度上防止了岩体的剪切破坏；②爆破时，超前锚杆形成钢筋围壁，减缓爆破震动，抵抗拉应力波造成的破坏，防止“危岩”冒落；③施喷混凝土后，超前锚杆与径向锚杆和混凝土喷层形成空间结构，提高了锚杆的支护能力。

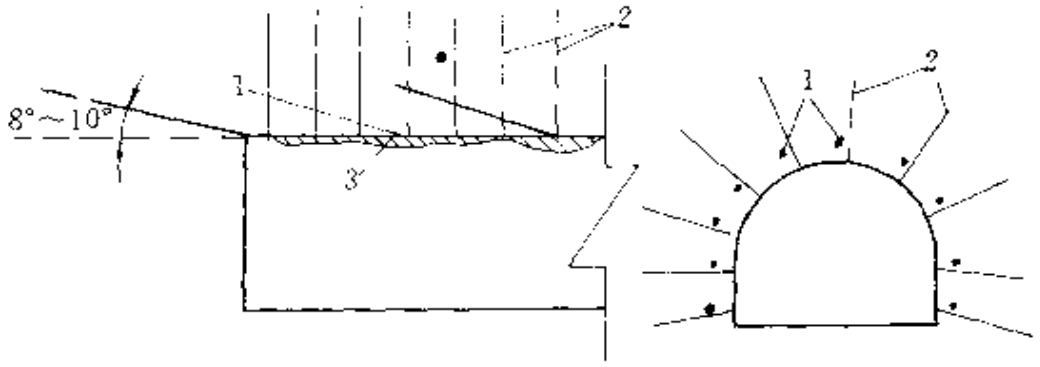


图 3-17　超前锚杆结构示意图

1—超前锚杆；2—径向锚杆；3—混凝土喷层

玉石洼铁矿在 240m 分段的 7# 耙道利用超前锚杆顺利地通过其他方法难以通过的破碎带；张家洼铁矿也曾利用超前锚杆通过复杂地层。各地的经验证明，超前锚杆是通过极松软破碎矿岩的一种既安全又经济的施工方法。

4）联巷与进路（耙道）交岔口处施工。软破矿岩中，无论采用哪种采矿方法都无法避免进路、耙道与联巷相交。两条巷道交岔处，岩柱受到严重削弱，应力集中突出，是采准巷道破坏率最高的地方。往往由于交岔点的破坏而诱发更大的地压活动，有时甚至使整条进路或耙道损失或以绕道形式通过。为此交岔口处支护一要及时、充分发挥其自承能力；二要适应围岩变形，释放压力，缓解应力集中。交岔口是通往各采场和进路的咽喉，交岔口处失稳，轻则丢掉进路，重则可以丢掉几个采场，所以必须精心设计，精心施工。

在软破矿岩中施工交岔口时，应采用超前锚杆法拉门，以利保证交岔口处不超挖，成型工整。交岔点处四个角柱是高应力区，见图 3-18（a），应采取加强支护措施。如加长加密锚杆，敷设金属网和钢筋条，加钢支架等喷、锚、网、钢支架联合支护，见图 3-18（b）。

3.4.5　以长短锚杆相结合的喷、锚、网联合支护[28]

这种支护的要点是根据地压活动规律及巷道围岩的不同，选

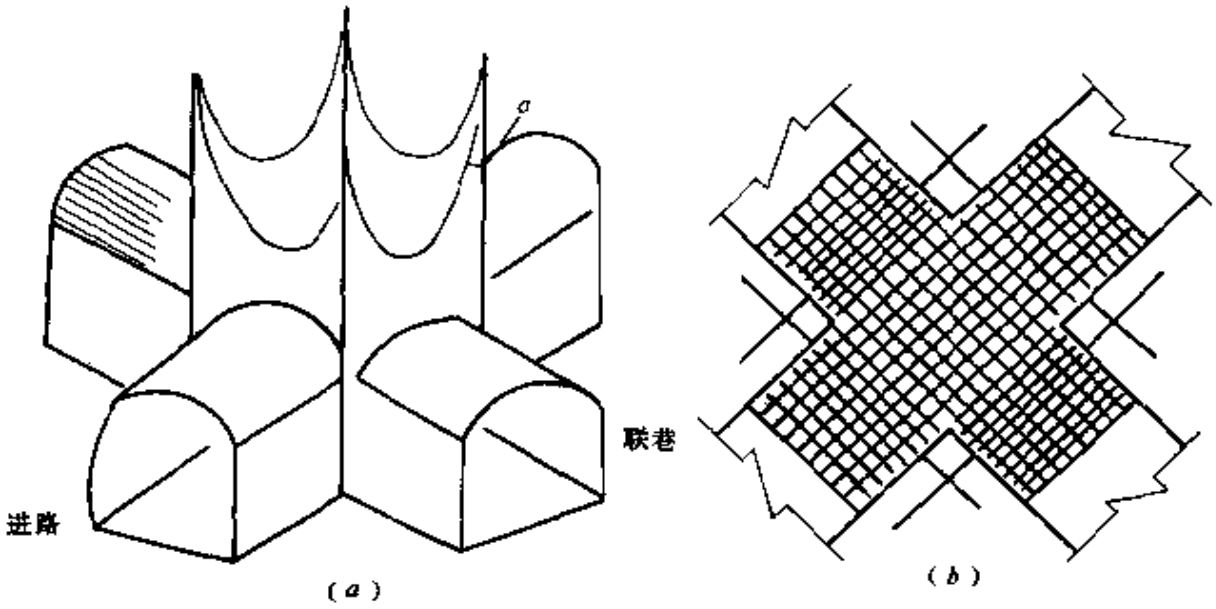


图 3-18　联巷与进路交岔口处应力集中及支护示意图

(a) 应力集中示意图；(b) 支护示意图

择作用不同的锚杆型式及配套措施。

3.4.5.1　锚杆类型及配套措施

(1) 管缝式锚杆与钢筋压条配套使用，其作用是强化锚杆与喷网层之间连结。钢筋压条带紧跟工作面，并根据岩性变化，钢筋条带布置方式也灵活变成井字形式和蜘蛛网状，不需一掘一喷即可通高应力区和软破矿岩；如将锚杆孔内注浆，其锚杆拉拔力可提高 1 倍以上。钢筋条带由两根钢筋焊接而成见图 3-19。

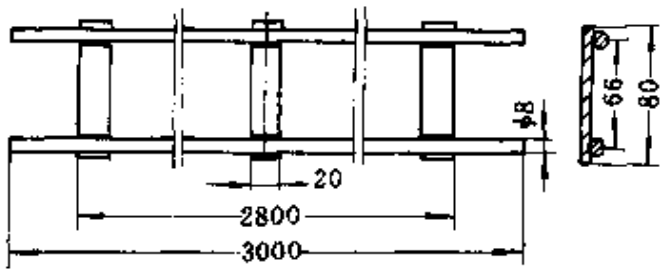


图 3-19　钢筋条带结构

（2）摩擦胶结复合式锚杆。是一种把摩擦和胶结两种锚杆方式结合为一体的锚杆。摩擦部分（与管缝式锚杆相同）实现及时速效和让压支护；胶结部分（与砂浆锚杆相同）可以在强度较低的不稳固岩层中获得较高的锚固力，从而提高支护强度。

（3）胀楔式中长锚杆。是一种用以深层锚固的高强机械式点锚固锚杆，对低强度围岩可以提供高强度的锚固效果。当围岩单轴抗压强度为 11.0～33MPa 时，极限锚固力可达 198～612kN。

（4）全长胶结砂浆锚杆。当在锚杆外端增设垫板，并提供预应力，使砂浆锚杆能与金属网牢固联结，增强锚、网的联合作用。

（5）大直径管缝式锚杆。用于中深孔易于变形地段，边凿岩边安装，可以防止炮孔错动起到保护眉线作用。

3.4.5.2　分级支护及结构参数

根据巷道所在位置，使用时间，围岩性质等采用相适应的锚杆类型和合理结构参数，组成以长短锚杆为主的喷、锚、网支护，并按等级确定支护参数[28]，见表 3-6。

表 3-6　不同支护等级的支护参数

支护等级	适用范围	支护结构	支护参数					
			喷混凝土		锚杆		金属网	
			标号	厚度	长度	间距	直径	网度
Ⅰ级	支承压力带，破碎软弱围岩中的联巷和进路贯口	长短锚杆相结合的喷锚、网支护短锚杆为管缝式长锚杆为胀楔式 $\phi 8\times 3000$ 钢筋条带	C_{20}	70～100	2000～2200 3200	0.8×0.8 1.8×1.8	$\phi 6$～$\phi 8$	200×200
Ⅱ级	(1)破碎软弱带中，进路和联巷 (2)下盘和支承压力带中进路，卸压带中的联巷及下盘通风道	摩擦胶结复合锚杆为主喷、锚网支护管缝锚杆为主的喷锚网支护 $\phi 8\times 3000$ 钢筋压条	C_{20}	50～70	2200～2500 2000～2200	0.8～0.9	$\phi 6$～$\phi 8$	200×200

续表 3-6

支护等级	适用范围	支护结构	支护参数					
			喷混凝土		锚杆		金属网	
			标号	厚度	长度	间距	直径	网度
Ⅲ级	卸压区上盘矿块回采进路	管缝式锚杆压钢筋条带的喷锚支护	C_{20}	30～50		0.8×0.9		
Ⅳ级	服务期短的靠上盘部位进路切巷、远离矿体的巷道	单锚或素喷支护	C_{20}	40～50		0.8×0.9		

注：表中单位均以 mm 为单位。

从表中看出，Ⅰ级支护即长短锚杆相结合的支护结构是软破矿体中采准巷道支护的主要形式。中长锚杆作用在于适应变形让压后，阻止围岩进一步扩大变形，提高支护强度，因此，中长锚杆支护属于二次支护，即一般喷锚网后，隔一段时间，再进行中长锚杆锚固，锚杆安装时间根据巷道稳定位移需要确定。

3.4.6 喷锚网支护可靠性分析

以管缝式锚杆为主的喷锚网支护的关键是锚杆的加固作用和喷网的保护作用是否可靠。

管缝式锚杆以其独特的机理，先进的性能，简便的安装工艺，在目前所有支护手段中，唯有它支护最及时，柔中带刚，因而博得地下工程界的好评。但因其锈蚀问题尚未解决，为此在永久支护中受到限制。一般多用来支护一些临时性巷道。

3.4.6.1 管缝式锚杆作用机理

在巷道开挖过程中，人们总是习惯把围岩视为荷载，并想方设法设计各种强度和刚度支架来支承它，以求稳定。但往往事倍功半。实践证明，围岩既是一种荷载，又是一种材料。因此对地压的控制应立足于化荷载为结构，最大限度地利用和发挥岩体的

自承能力。

管缝式锚杆安装简便，速度快，最及时地向围岩提供侧压，充分利用三向受压条件下岩石强度高的特点。由于管缝式锚杆一旦被锚入岩体，就能主动以径向胀力把因弱面而缺乏联结力的围岩联结在一起，加固围岩，提高围岩的C、ϕ值。从岩体力学角度看，它属于内强支架，与模注混凝土和钢、木支架，不能改变围岩的应力状态，只能被动地承受荷载压力特性有严格区别的。

为了说明管缝式锚杆的作用机理、现从以下四个方面比较两种支架的力学作用。

（1）及时性。根据观测，在进路中，巷道周边围岩位移U_{max}出现在距工作面约1倍洞径处。如能在这一距离内进行支护，并能立即承受荷载，亦能柔性卸载，调整围岩压力与变形之间的关系，就能最大限度地保持岩体的固有强度，充分发挥其自承能力。在诸多支护手段中，仅有管缝式锚杆和喷混凝土能迅速做到这一点。

玉石洼铁矿采用掘支综合工作队，在打眼的同时安装管缝式锚杆，每米巷道锚固时间在1～2h。锚固后使节理裂隙发育的围岩提早形成一个加固拱，与薄喷层混凝土形成一个整体，具有柔性卸载功能，不妨碍围岩为寻找平衡而产生的位移。砂浆锚杆安装需要2～3h，48h后方能承受荷载，按玉石洼铁矿实测巷道收敛变化率，此时巷道已有4.4mm变形，已对砂浆与锚杆的粘结强度造成一定影响。可见在采准巷道中，管缝式锚杆比砂浆锚杆更能及早控制围岩的变形，对软破矿体中的巷道，即能加固围岩，又能滑动卸载调整变形与应力之间的关系，保持围岩的稳定性。

现浇混凝土支护一般每沿米巷道约需8h左右，达到设计强度需要28d，在这之前围岩已进入塑性状态，这意味着破坏已开始，即局部松动，在达到令期之前混凝土已局部受力，为此砌体开裂是不可避免的。

（2）适应变形能力。由于管缝式锚杆是以自身胀力与围岩紧密接触，在大变形情况下，不会因相对位移而丧失锚固作用。试

验证明，随时间的增长锚固力略有所增长（见图 3-20），能较好地满足围岩稳定所要求的“围岩—支护”协调变形和先柔后刚的原则。

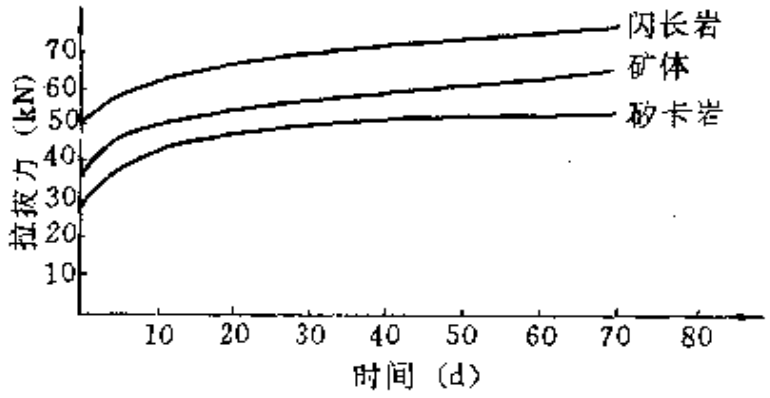


图 3-20　不同围岩锚杆拉拔力与时间关系

采准巷道初期变形速率快，累计位移量大，变形持续时间长，见图 3-21。

管缝式锚杆（敷有金属网）由于它的独特结构，当围岩的压力大于锚杆与围岩间的摩阻力时，即可在力的方向上产生滑移，又能保持其原有的锚固作用，并在围岩与锚杆的相互作用中保持围岩的移动与锚杆阻抗之间的动平衡，阻止围岩进入有害松动状态，而又允许围岩产生一定程度的塑性，使围岩处于极限平衡状态。而砂浆锚杆当锚杆、砂浆、岩孔之间产生相对位移后，粘结强度遭到破坏，锚杆只能在残余强度下工作，锚固作用明显下降，见图 3-22。

管缝式锚杆不仅能滑动卸载，而且能有效地控制位移的发展，据实测变形速度从锚固前的 1.87mm/d 下降到 1.03mm/d。

工程实践表明，管缝式锚杆与其他支护方式相比，有较好的适应围岩变形能力。

（3）加固作用。围岩一般为自然节理和人为裂隙等结构面所切割，管缝式锚杆的作用不仅只有杆体本身提供抗剪强度，而且在杆体未剪断时，岩体强度得到明显提高，如图 3-23。

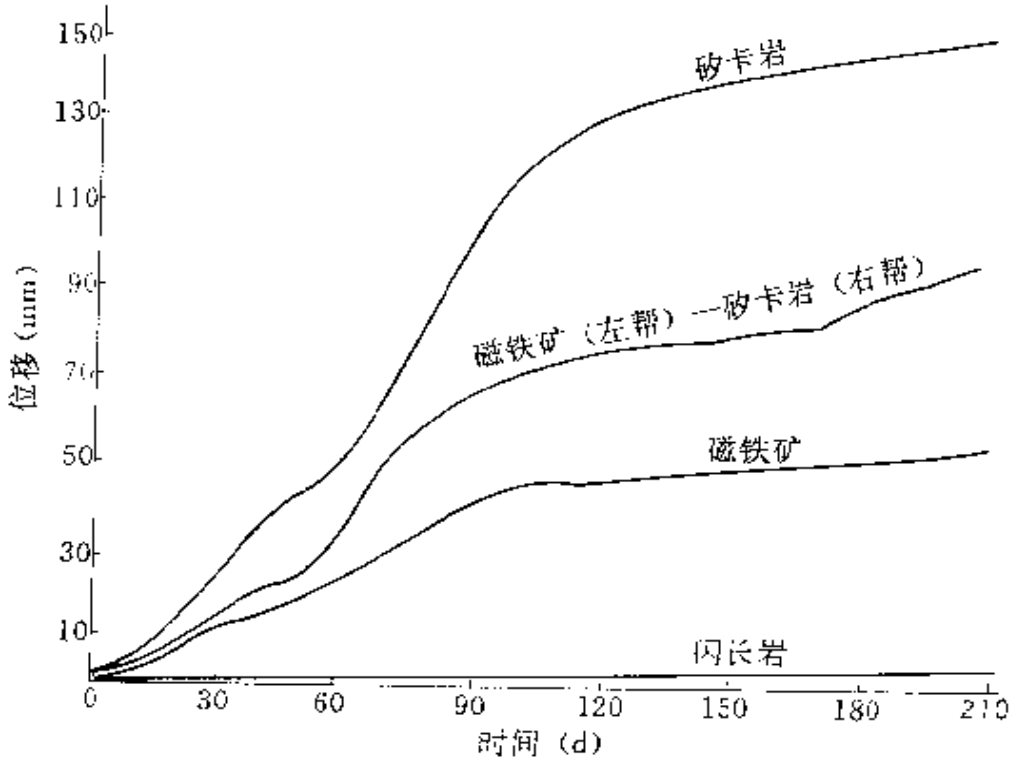


图 3-21　岩体位移随时间变化曲线

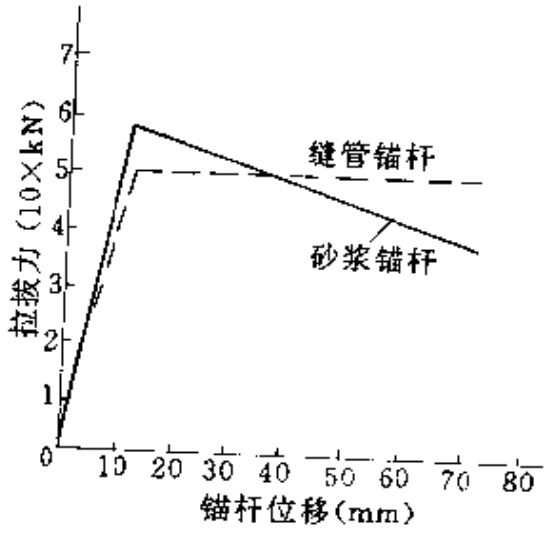


图 3-22　拉拔力与位移关系曲线

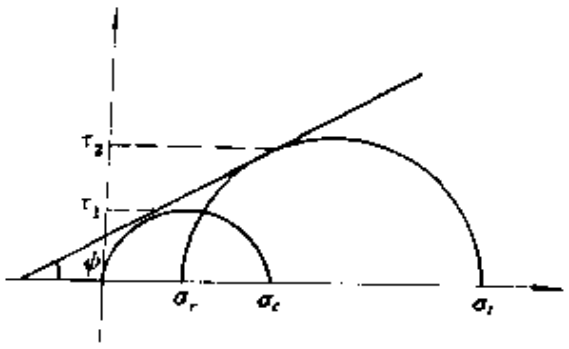


图 3-23　加固作用图

图中表明当围岩用锚杆支护时，巷道周围产生一个厚度为 δ 的岩石加固拱，锚杆所提供的径向支护抗力作用下，岩石加固拱

产生了径向应力 $\sigma_r = p_i$，如用摩尔理论说明岩体强度，则巷道周边岩体中的切向应力为：

$$\sigma_\theta = \sigma_c + \mathrm{tg}^2\left(\frac{\phi}{2} + 45°\right)\sigma_r$$

$$= \sigma_c + \mathrm{tg}^2\left(\frac{\varphi}{2} + 45°\right)p_i \qquad (3\text{-}7)$$

式中 σ_c——岩体单轴抗压强度；

ϕ——岩体内摩擦角；

p_i——支护抗力。

从而岩体沿剪切面滑移时的抗剪力也从 τ_1 提高到 τ_2，提高了岩体的 C、ϕ 值。

（4）应力调整作用。管缝式锚杆的外径小于岩石孔径，以一定外力打入岩体内部，有利于改善围岩的应力状态，使岩体内部可能出现的拉应力区变为压应力区，充分体现了内强作用，管缝式锚杆通过径向张力全长与围岩相接触，主动施力，有人测定平均约 0.4MPa。锚杆托盘同时对围岩提供向上预压力，改善围岩受力状态。见图 3-2。

3.4.6.2 锚杆支护分析

在喷锚网支护中，锚杆支护基本作用有两个方面：其一，加固松动圈的围岩；其二，通过锚杆把松动圈围岩与未松动围岩锚固在一起使围岩与锚杆共同组成承载结构。

锚杆的支护作用，通常是由锚杆拉拔力（锚固力）的大小来表示的，在软破矿岩中（除松软的粉矿外），管缝式锚杆是较好的一种。

所谓拉拔力就是锚杆沿其轴线方向的极限拉力，它的大小由岩孔与锚杆之间的摩擦阻力，砂浆与锚杆的摩阻力，锚杆杆体强度等因素控制。

（1）从锚杆性能上分析。目前常用的锚杆基本上分两类：一类为全长锚固锚杆，如管缝式锚杆，砂浆锚杆，水涨式锚杆，水泥（树脂）药包式锚杆等。这类锚杆是通过沿锚杆全长与围岩或

通过砂浆与围岩接触，把松软破碎的岩体连结（胶结）在一起形成加固拱来起到加固和支护作用的。但因软破矿岩巷道松动范围大和安装受巷道尺寸的限制，这类锚杆往往不能起到悬吊作用。为提高这类锚杆的支护作用，一般采用加密锚杆，敷设金属网，加设钢筋压条带（或金属支架），经多次复喷等措施来实现。

通过玉石洼铁矿、张家洼铁矿、金山店铁矿（粉矿除外）、弓长岭铁矿等攻关实践证明：管缝式锚杆以及时速效，安装简便，易于保证质量等优点，所以应优先选用。

另一类为点锚固锚杆，如楔缝式锚杆、胀圈式锚杆等。这类锚杆是通过悬吊、预压应力来把岩石连在一起实现支护目的的。但由于软破矿岩节理裂隙发育，而导致两锚杆间围岩脱落而引起预压应力失效。为此在软破岩中，除需加固深层（有稳固的深层岩体）外，浅部很少应用。

（2）从锚固力方面分析。一般情况下管缝式锚杆锚固力低于砂浆和水泥药包锚杆，但通过选择合理径差，加强安装管理，其初锚固力一般不低于40kN。随着安装时间的增长，锚固力有上升的趋势，终锚固力可达50kN以上。更何况它的独特性能（见前节）是其他锚杆无法比拟的。

为了寻求影响管缝式锚杆锚固力的因素，作者对玉石洼铁矿比较有代表性的矽卡岩做了锚杆拉拔试验，见表3-7。从表中可以看出，在巷道规格确定后，同类岩体中，锚杆与岩孔之间的径差是影响拉拔力的主要因素。

在锚杆长度和径差相同条件下，不同矿岩拉拔力如表3-8。

试验表明，在玉石洼铁矿不同矿岩条件下，当锚杆长度、径差、锚固时间相同时，管缝式锚杆的初拉拔力（安装后立即拉拔）为30～40kN，90d后拉拔力为50～70kN。坚硬岩石拉拔力较大，软弱岩石较小；径差增大拉拔力随之增大，径差减小拉拔力减小，要想保持一定锚固力，必须适当调整径差，玉石洼铁矿经验，闪长岩、石灰岩中，径差2.0～2.5mm，矽卡岩磁铁矿和蚀变闪长岩中，径差3.0～3.5mm较合适。

表 3-7　矽卡岩中缝管式锚杆拉拔力（初锚）

孔号	孔深 (m)	锚杆长度 (m)	锚杆安装参数			每根锚杆安装时间			拉拔力 (kN)
			孔径 (mm)	锚杆直径 (mm)	径差 (mm)	钻孔 (min)	安装 (min)	总时间 (min)	
1	1.53	1.50	42.25	42.43	2.18	3.27 (上)	1.17	4.44	28
2	1.61	1.50	40.16	42.63	2.47	3.31 (上)	1.00	4.31	22
3	1.49	1.50	40.03	42.67	2.64	2.35 (平)	1.10	4.45	23
4	1.49	1.50	40.18	41.95	2.77	3.06 (上)	1.00	4.06	30
5	1.57	1.50	40.34	42.75	2.81	2.30 (平)	1.00	4.30	36
6	1.60	1.50	40.05	42.75	2.73	2.29 (平)	1.00	3.29	32
7	1.61	1.60	40.15	42.78	2.63	3.30 (上)	1.15	4.45	65
8	1.61	1.60	40.05	42.75	2.70	3.35 (上)	1.12	4.47	49

注：安装 90d 后拉拔力。

表 3-8　管缝式锚杆在不同岩石中的拉拔力

岩石名称	矽卡岩	闪长岩	蚀变闪长岩	磁铁矿	灰岩	备注
点荷载强度 IS (50) MPa	0.15	8.90	2.96	0.89	370	锚杆长 1.5～1.6m 径差 2.6mm
拉拔力 (kN)	52	61	50	54	—	

3.4.6.3　喷、网作用分析

在松软破碎围岩中，巷道围岩变形使锚杆内缩或孔口围岩脱落而使锚杆外露，或两锚杆间围岩松动冒落，是管缝式锚杆支护的主要破坏形式。为了防止此类破坏，作者改变了传统的布网方式，即将单环锚杆改为双环锚杆．将喷混凝土厚度分两次或三次喷敷，其结构见图 3-24。

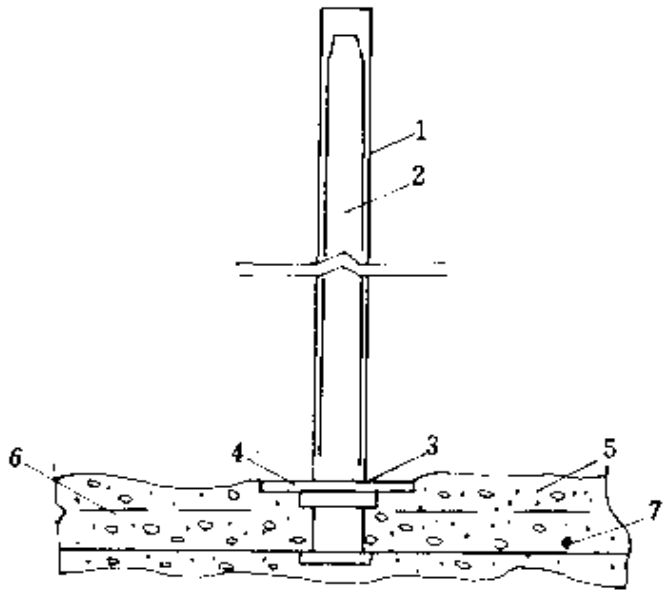


图 3-24　喷锚网支护结构图

1　锚杆孔；2—锚杆；3—垫板；4—第一环；

5—第一次喷层厚度；6—第二次喷层厚度；7—金属网

试验表明，这种喷、网结构，能充分发挥钢筋受拉，混凝土喷层受压好的特性，防止孔口和两锚杆间围岩脱落现象，较好地维护了采准巷道的稳固性。

为了从理论上验算喷层的可靠性。假设喷层和金属网为锚杆吊挂的薄板，在满足边界条件下，按弹性理论中薄板的弹性曲面微分方程求解[33]：

$$\frac{\partial^4 w}{\partial x^4}+2\frac{\partial^4 w}{\partial x^2\partial y^2}+\frac{\partial^4 w}{\partial y^4}=\frac{q(x,y)}{D} \tag{3-8}$$

式中　w—　板的挠度；

D——平板的弯曲刚度，其值为 $D=\dfrac{Eh^3}{12\ (1-\mu^2)}$；

E——喷射混凝土的弹性模量；

h——喷层厚度；

μ——喷射混凝土的泊松比。

用差分法求解挠度 w，并根据 w 求板中应力 σ。为了求解方便，把荷载 q 视为均布荷载，即令 $q\ (x,\ y)$ =const=q 求得最大应力发生在板的中点，喷层的外缘

$$\sigma_{max}=\frac{39-9\mu}{32}\left(\frac{a}{h}\right)^2 q \tag{3-9}$$

$$h=a\sqrt{\frac{(39-9\mu)q}{32(R_w)}} \tag{3-10}$$

式中 (R_w)——喷射混凝土允许抗弯强度；

a——锚杆间距。

为了保证安全尚需校核喷层与锚杆连接处的剪切强度，见图 3-25，3-26。

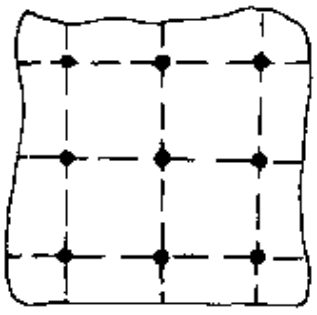


图 3-25 按薄板来计算喷层

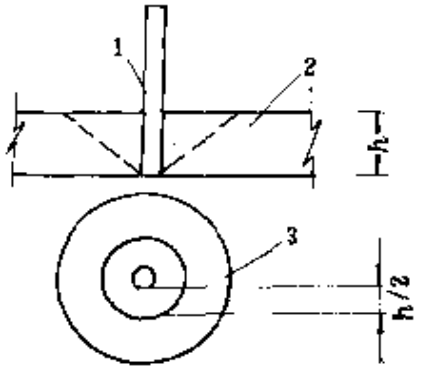


图 3-26 核算喷层与锚杆联结处冲切破坏

1—锚杆；2—喷层；3—冲切破坏线

$$\frac{Q}{Sh}\leqslant[R_j] \tag{3-11}$$

式中 Q——锚杆所受剪切力（扣除冲剪范围内部分）即 $Q=\left[a^2-\dfrac{\pi}{4}\ (\phi+h)^2\right]q$，其中 ϕ 为锚杆直径；

S——距锚杆边为 $h/2$ 处周长，$S=\pi\ (\phi+h)$；

h——喷射混凝土层厚度；

$[R_j]$——喷射混凝允许抗剪强度。

现将玉矿有关参数代入求得：$h=8.17$cm，$Q/Sh=1.65<[R_j]$，设计厚度 $h=10$cm 一般围岩即可满足支护要求。遇有遇水膨胀的围岩必须在喷层中配金属网才能保证安全。

综上述分析，喷、锚、网支护可靠程度与实际需要基本符合，但由于岩性和开采条件复杂多变，现采用结构和强度合理的支护，仍不能完全满足巷道稳固的需要，需今后应用中加以修正和补充。

3.4.7 支护效果评价

3.4.7.1 在支承压力带破碎软弱围岩中的联巷、进路岔口和部分极破碎的下盘进路、耙道中应用的长短锚杆喷、锚、网支护或以管缝式锚杆为主的喷、锚、网一次支护和必要的可缩性金属支架二次支护。支护基本稳定，一般出矿结束时，支护已开始发生局部破坏，变形量已接近破坏变形，巷道的稳定安全期与实际回采需要时间很接近，略大于实际需要时间。如张家洼铁矿 101 联络巷道在回采结束两个月，巷道已基本破坏；玉石洼矿 240m 水平进路（耙道）当可缩性金属支架回收后，巷道就基本垮冒。

3.4.7.2 在软破矿岩下盘进路和联巷中应用的以摩擦胶结锚杆（管缝式锚杆）为主的喷、锚、网（有的加钢筋条带）支护，在回采期间，地压显现仍很明显，但变形得到控制。

玉矿喷锚网后，巷道收敛变形得到明显控制，并逐渐趋于稳定，见表 3-9。

表 3-9 挂金属网前后位移速率变化

测点断面号	位移速率（mm/day）	
	挂 网 前	挂 网 后
1—2	1.74	0.53
3—4	2.21	1.40
5—6	1.66	1.17
7—8	—	0.47
9—10	—	0.017

张家洼矿采准期间为 12mm/月以下，回采期间平均速率为 35.2mm/月，采用喷锚网支护的巷道，喷层基本开裂，锚杆垫板明显变形，两帮的锚杆约 5%被剪断或垫板脱出，尽管巷道变形较大，喷层开裂，但锚网仍保持其完整一体性继续起到锚网作用。

例如玉矿 250m 分段凡是采用喷锚网支护的进路，尽管个别地段也发生喷层脱落现象，但清理补喷后百分之百地完成采矿任务。矿体下盘侧矿岩松软破碎，地压大 270m，260m 分段用模注混凝土支护均遭破坏无法回采，而同一位置的 250m 分段下盘，在上几分段残采不全压力集中的情况下，250m 分段 7#～13#进路由

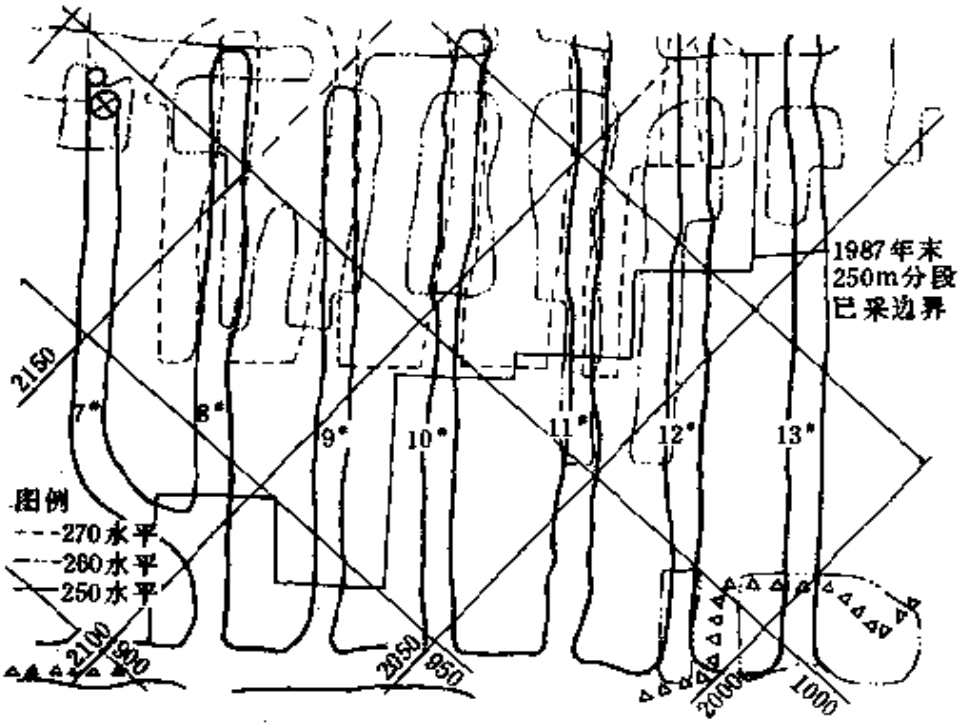


图 3-27　分段回采情况对比

于采用喷锚网支护顺利回采，见图 3-27。从图中看 270m、260m 分段下盘进路均未能完成采矿任务，而 250m 分段同样位置全部回采。使玉石洼铁矿第一次避免了采场大面积冒落，基本杜绝了掘进过程中的大塌方，实现了正常回采，并回收了大量丢失矿，回收率创历史最好水平，当年节约矿量 100kt，采准支护费用节约 46 万元，人员伤亡率降到 0.76‰，实现了安全生产。

攻关实践证明，软破矿岩采准巷道围岩变形大，早期位移速率快，只有及早支护才能控制变形的任意发展，喷、锚、网支护能在最短时间内封闭围岩、加固岩体，有利采动后的二次应力分布，充分发挥围岩的自承能力。当初喷层有局部开裂时，及时敷设金属网，终喷到设计厚度。既可发挥喷锚支护柔性卸载，减小支护抗力，又可在后期提供一定的支护抗力，保持巷道的稳固，所以说喷、锚、网支护是一种既经济又有效的支护形式。

3.4.8 支护存在的问题

任何支护都不是万能的，当它于围岩性质相适应就会收到满意的支护效果，否则就会失去其优越性，管缝式锚杆也不例外，在工程实践中有如下问题。

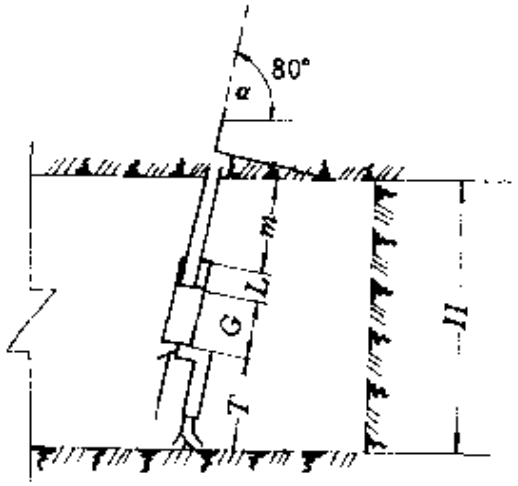


图 3-28 管缝式锚杆安装图

3.4.8.1 关于有效锚固深度问题。目前矿山一般采用 7655 型凿岩机与 FT-160 型气腿子配套。通过连接器安装管缝式锚杆，安装过程见图 3-28。

从图中看出，由于管缝式锚杆的特殊结构要求，不同规格巷道锚杆都存在极限安装长度 m。极限安装长度可按下式计算

$$[(m-60)+L+G+T]\sin\alpha = H \qquad (3\text{-}12)$$

$$m = \frac{H}{\sin\alpha} + 60 - L - G - T$$

式中 m—— 管缝式锚杆长度，mm；

H—— 巷道高度，mm；

60—— 锚杆稍口长度，mm；

L——连接器长度，mm；

G——凿岩机有效长度，mm；

T——气腿子收缩后最小长度，mm。

按上式计算不同高度巷道，锚杆不同倾角时，锚杆极限安装长度见表 3-10。

从表中可知，2.8×2.8m 规格进路锚杆安装长度仅有 773～909mm（80°～70°），显然锚固深度不足。为了解决有效锚固深度问题，将 FT-160 型气腿子进行改造，即将原气腿行程缩短 500mm，这样在相同条件下，将锚杆的极限安装长度提高到 1273～1409mm，基本满足了锚固深度要求。改制后不同规格巷道极限安装长度见表 3-10（改后）。

表 3-10　管缝式锚杆极限安装长度

巷道高度(mm) \ 不同倾角	80°		70°		60°		55°	
	改前	改后	改前	改后	改前	改后	改前	改后
2500	430	930	590	1090	819	1319	983	1483
2600	570	1070	696	1196	932	1432	1105	1605
2700	671	1171	802	1302	1048	1548	1227	1727
2800	773	1273	909	1409	1163	1663	1349	1849
2900	874	1374	1015	1515	1279	1779	1471	1971
3000	976	1476	1121	1621	1394	1894	1593	2093
3100	1077	1577	1228	1728	1510	2010	1715	2215
3200	1179	1679	1334	1834	1625	2125	1837	2337

综合以上分析可见，不同规格巷道选择管缝式锚杆时，首先应考虑在保证规范要求锚杆前倾角条件下，锚杆长度不应超过极限安装长度，否则势必减小前倾角，不能发挥长锚杆的作用，造成浪费。

缩短凿岩机气腿行程是暂时的解决办法。研制切实可行的偏心管缝式锚杆安装设备势在必行。

3.4.8.2　两锚杆间围岩的稳定问题。在松软破碎围岩中，巷

道围岩变形使锚杆内缩，见图 3-29（a），或围岩松动脱落造成锚杆外露 3-29（b）。

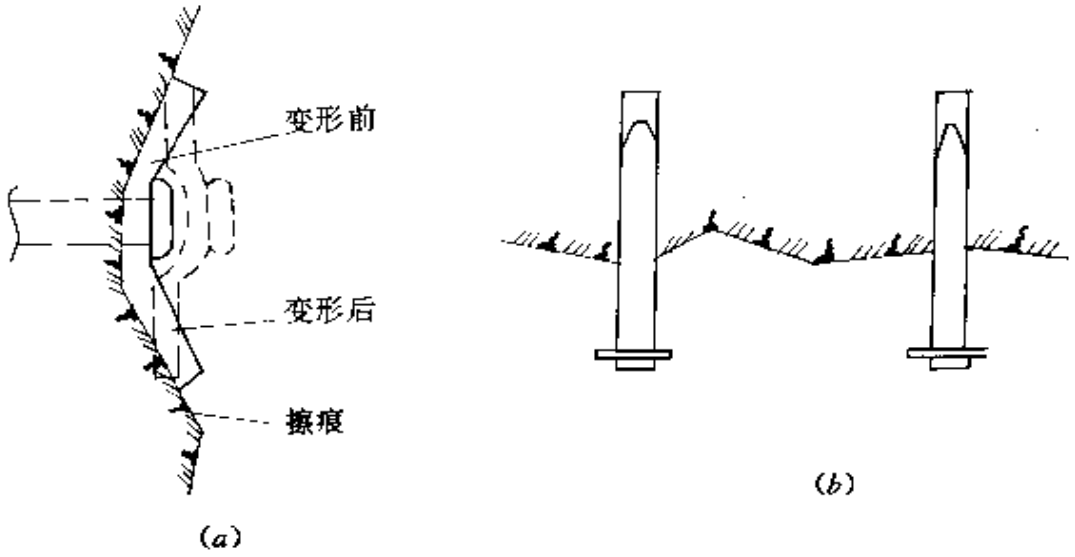


图 3-29　管缝式锚杆支护破坏示意图

（a）锚杆内缩；（b）锚杆外露

根据全长锚固锚杆中性点理论分析，锚杆的应力分布如图 3-30。

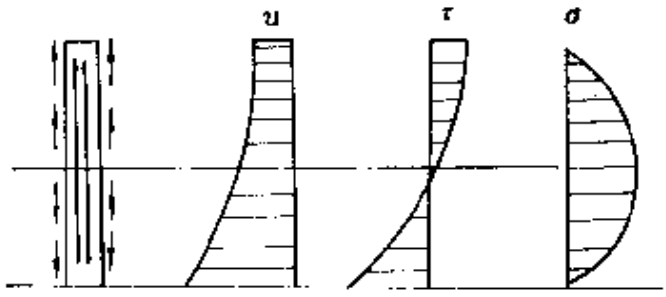


图 3-30　全长锚固锚杆的应力分布

锚杆的剪应力为：

$$\tau = \frac{KA}{\pi d}\left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{r}\right) \tag{3-13}$$

式中　K——围岩剪切刚度；

A——系数；

d——锚杆直径；

ρ——中性点位置半径，$\rho=l/\ln\left((l+d)/a\right)$；

a——巷道荒半径；

l——锚杆长度。

在孔口处，$r=a$

$$\tau_a=\frac{KA}{\pi d}\left(\frac{1}{\rho}-\frac{1}{a}\right) \tag{3-14}$$

在围岩内锚杆端部，$r=a+l$

$$\tau_{a+l}=\frac{KA}{\pi d}\left(\frac{1}{\rho}-\frac{1}{a}\right) \tag{3-15}$$

比较（3-14）和（3-15）式可知，锚杆的最大剪应力值（绝对值）发生在孔口，通常孔口处出现的破坏形式是锚杆与孔口产生相对滑移，锚杆的最大剪应力超过了锚固强度，围岩破碎脱落。目前较好的解决办法是增加垫板强度和尺寸，尤其是在常出现破坏处（如进路两墙中部）用刚度较大的槽钢做垫板。

两锚杆间围岩破坏主要是围岩受拉、弯作用所至。为解决上述问题，将现行的单环锚杆改为双环锚杆（见图 3-25）。图中第一环和垫板对围岩提供预压抗力，改善孔口剪力分布、初喷混凝土封闭围岩，防止围岩风化、潮解和膨胀；第二环绑扎金属网，终喷混凝土覆盖，这样钢筋保护层约 15～20mm，能充分发挥钢筋承受拉应力和混凝土承受压力好的特性，防止孔口和两锚杆间围岩脱落现象，较好地维护了软破矿岩采准巷道的稳固性。

3.5 可缩性支护[35]

早在 60 年代，开滦、淮南等矿务局就开始应用 U 型可缩性金属支架。仅开滦矿务局的采准巷道使用可缩性金属支架 380km，1983 年已占全部采准巷道的 73%。

70 年代，国外矿山应用可缩性金属支架的比重已达 80%，而同期我国在软岩巷道中应用仅占 16.7%。

金属矿山目前应用较少，尚未形成系统，玉石洼铁矿应用的

成功经验，为可缩性金属支架在金属矿山软破矿岩中的应用提供了宝贵的经验。

3.5.1 问题的提出

金属矿山软破矿体，以接触交代型砂卡岩矿体居多数，矿体形态复杂多变，矿岩松软破碎、由于地压大，支护与围岩变形不协调，造成采准巷道成功率低，矿石损失、贫化严重，成为采场正常回采的一大障碍。如玉石洼铁矿 270m、260m、250m 三个分段矿体下盘进路破坏率高达 31.77～73.52%。经 1985～1987 年攻关，由于采用简易光面爆破和以管缝式锚杆为主的喷锚网联合支护，先柔后刚主动加固围岩的支护型式、先让后抗缓解了地压的峰值，基本解决了采准巷道的稳固性问题。攻关期间设计加工的 25U 拱型可缩金属支架二次支护一直未用。但根据 270m、260m、250m 分段回采不全造成的支承压力和地压活动特点，曾预言 240m 分段矿体下盘侧进路和联巷可能形成高应力区，并建议到时采用可缩性金属支架进行二次支护。

1989 年 3 月当采到 240m 分段 1#、2# 采场时，巷道突然来压，进路与联巷的喷、锚、网支护均遭到不同程度的破坏，生产和安全受到严重威胁，采矿车间及时将已准备好的 25U 可缩性金属支架进行二次支护，保住了 1# 和 2# 采场，使之能正常回采。而空间相同位置的 270m、260m、250m 分段因采用刚性二次支护未能保证巷道稳固性而回采不全。通过煤矿和玉石洼铁矿的工程实践证明，可缩性金属支架适用于变形较大，维护比较困难，多次受采动影响，荷载分布十分复杂的巷道。

3.5.2 可缩性金属支架作用机理

可缩性金属支架根据使用要求可以加工成梯形、拱形，圆形等不同形状，通过连结件，搭接头滑动达到先让后抗的支护目的。拱形可缩性支架结构见图 3.31。

围岩发生变形压紧支架，支架承受荷载后产生内力，内力中对支架影响最大的是轴力（压力）和弯矩，轴力推动节间搭接型钢滑动。支架内产生弯矩后，就会使支架弯曲，设支架挠曲处中

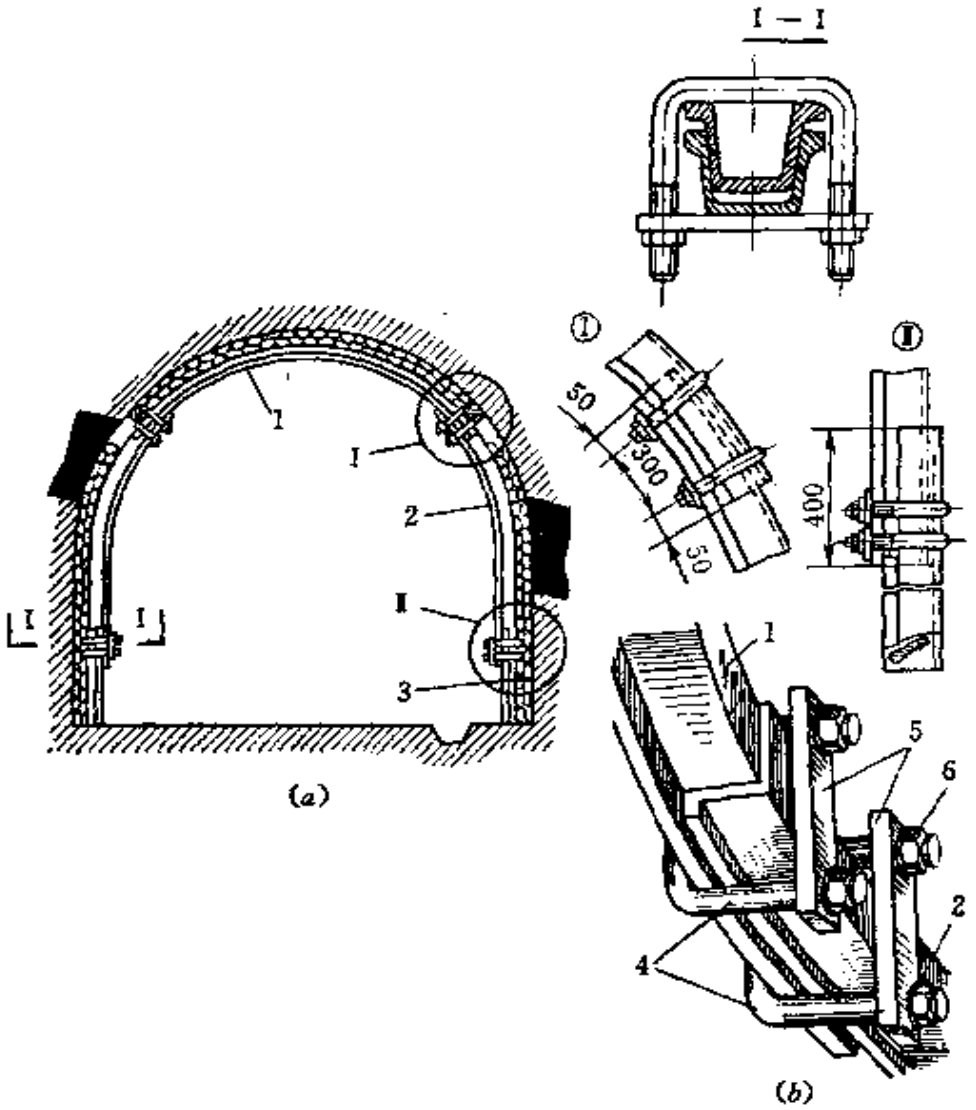


图 3-31　拱型可缩性金属支架结构图

(a) —可缩性支架组装图；(b) —可缩性支架接头立体图

1—可缩性支架拱梁；2—可缩支架腿 3—支架壁后充填物；

4—U 型卡缆；5—垫板；6—螺帽

性层曲率为 K，曲率半径为 ρ，弯矩为 M，弹性模量为 E，惯性距为 J_x，根据力学推导[36][37]：

$$K = \frac{1}{\rho} = -\frac{M}{EJ_x} \tag{3-16}$$

当 E、J_x 一定时，K 与 M 成正比，M 越大 K 越大，型钢接头处滑动阻力越大。这种由变形引起的使型钢与型钢之间压力增

加的力称作附加阻力；而卡缆给接头的压力称作预紧力。预紧力加上附加阻力就形成了型钢搭接部分之间的摩阻力。当轴向推力小于这个摩阻力，支架不可缩，若轴向推力大于这个摩阻力，型钢之间相对滑动，支架缩小，同时支架所受外载荷减小，起到卸压作用。当围岩继续变形，外荷载随之增加，弯矩和轴力又继续加大，动平衡被打破，又会出现可缩，如此反复，直至可缩量用完为止。

要使支架搭接处易于滑动，实现可缩，则应将接头调至到轴力大，弯矩小的位置上，见图 3-32。

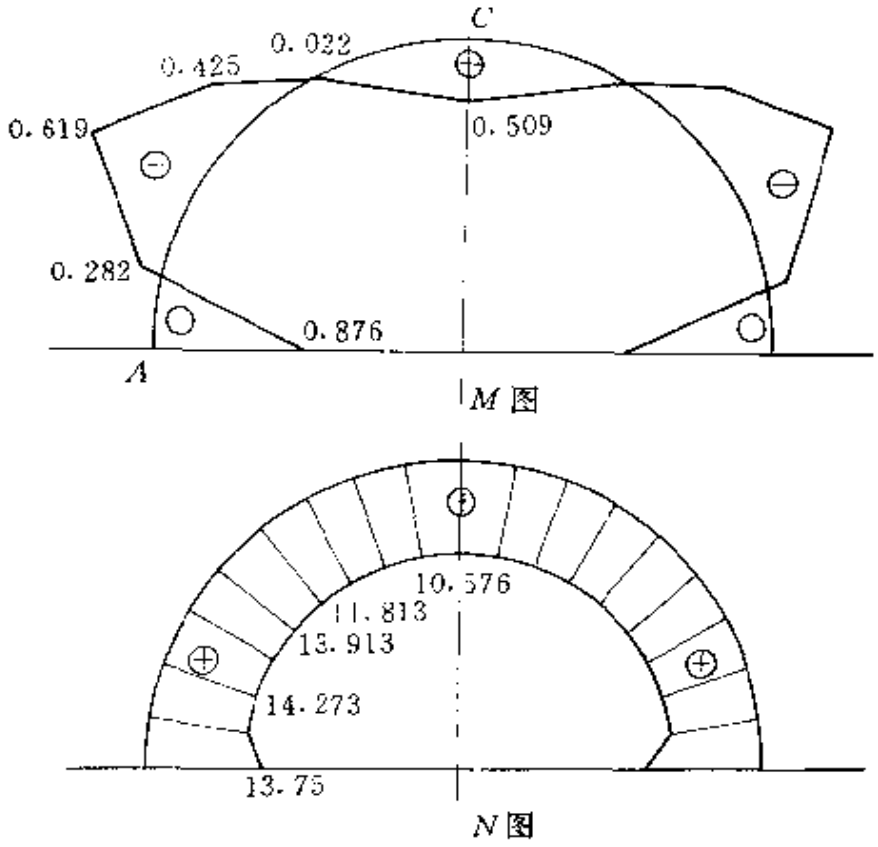


图 3-32　25U 型钢支架内力图

轴向压力是推动趋使接头滑动的力，当然大一些为好，但支架受力图上可知一般轴力变化不大，所以在选择支架搭接头位置时，主要考虑弯矩。支架变形后挠度以 f 表示，其挠曲的近似微分方程为：

$$\frac{d^2f}{dx^2} = -\frac{M}{EJ_x} \tag{3-17}$$

位移函数中二阶导数等于零的点正是位移曲线凸凹向的分界点，即拐点，而支架挠曲处中性层的曲率为 $K=\frac{1}{\rho}=-\frac{M}{EJ_x}$，所以支架中弯矩为零的点就是拐点，其曲率等于零时，支架接头设在这个位置上，两段型钢各自沿着本身的切线方向，近似直线滑动，因而附加阻力较小。

由于型钢第一次相对滑动以后，支架形状发生了变化（曲率变小），两型钢搭接处产生了相对滑动，迫使连接件与型钢之间挤压力加大，再加上支架、连接件变形加大等原因，使第二次滑动前的附加阻力比第一次更大，需要更大的轴向推力才能使型钢搭接处产生相对滑动，由于产生滑动所需的轴力一次比一次大，实际可缩支架是在增阻状态下工作。

可缩金属支架的承载能力有极限承载能力和实际承载能力。实际承载能力是一个变值，随着可缩性次数的增加而增加，极限承载能力则是可缩量用完后，处于刚性状态下所允许的最大承载能力，超过此值，支架将产生明显的塑性变形破坏或失稳破坏。

3.5.3 可缩性金属支架在金属矿山的应用

金属矿山采准巷道多数不支护或简易支护，但遇有软弱破碎矿岩时，又习惯使用模注混凝土砌碹或刚性金属支架支护。尽管支护强度等级不低，但终因支护与围岩变形不相适应而破坏，虽经多次翻修，最终多以失败告终。

例如玉石洼铁矿从 278m 分段开始，由于采准巷道维护跟不上，各分段都丢失一定矿量，未能形成完整的覆岩下放矿条件，为此以下各分段对应位置进路形成应力升高区，给进路的掘进与支护带来困难。1986 年 7 月，250m 分段 1#、2#采场曾突然来压，虽然已采用钢筋混凝土和 18#槽钢金属支架进行二次支护，但由于巷道变形过大（最大位移 713mm），终因顶板下沉、两帮移近和底鼓不能行人和生产而报废，这次共报废了 3.5 条进路，损失矿量约 30kt。三年后下一分段（240m）相同位置，巷道又突然来压，喷、

锚、网支护遭到不同程度的破坏，变形地压即将来临的征兆十分明显，车间吸取了1986年的教训，及时将事先准备好的可缩性支架架上，并用背板刹紧，结果1#和2#采场全部进路和联巷保住了。使矿体下盘侧第一次实现了全部正常回采，接着又在240m分段4#、5#、7#、9#进路，东7耙道和联巷中使用可缩性金属支架，均获得满意效果。使240m分段全部采准巷道在服务期内保持稳固，顺利地完成了本分段采矿任务，并因进路稳固又多回收了上分段已报销损失矿石，使矿石回收率达115.4%。

仅240m分段采场联巷和进路、东7耙道口和联巷交岔口处，采用25U可缩金属支架进行二次支护后共采出矿石120kt，7耙道平均月产9800t，创耙道连续高产记录。

拱型可缩性支架具有安装方便，适应受采动影响的大变形巷道，在大变形的采准巷道中应用优于其他支护形式，见表3-11。

表3-11 各种支架使用效果

支护形式	使用效果		
	良好（%）	满足要求（%）	差（%）
拱形可缩支架	47.5	49.1	3.3
梯形可缩支架	73.3	20.0	6.7
矿用工字钢梯形支架	33.0	55.7	11.3
锚杆支护	35.4	60.8	3.8
木支架	5.8	61.6	32.8
封闭式支架	38.5	61.5	—

注：资料来源于煤科院北京开采所对采准巷道调查。

如采用全封闭环形可缩性支架，一方面增加了支架本身的承载能力，减少支架的变形破坏；另一方面由于支架底部封闭，对巷道两帮的收敛也有较强的控制能力。国内外工程实践证明，当围岩松软破碎，压力大，变形速率快的采准巷道支护效果更为明显。

根据玉石洼铁矿统计，U型钢可缩性支架每架重约260kg，单价400元/架，支架回收率90%以上，复用率76%，实际应用一架次的费用90～100元/架次。目前，邯郸矿山局内矿山应用可缩

性支架维修加固遭到严重破坏的巷道，都收到了满意的支护效果。

可见，对于崩落法采矿，位于松软破碎矿岩中的进路、联巷、耙道、出矿巷道，采用喷、锚、网一次支护控制巷道初期变形，在巷道收敛值超过 100～200mm 后，采用拱形或环形可缩性金属支架作为二次支护在技术上是可行的，经济上是合理的。

3.5.4 应用中的几个问题

3.5.4.1 应用中的几个问题

巷道断面积应保证使用期间的安全间隙要求，但实施二次支护后会使巷道断面变小，因此应预留变形断面。巷道变形断面的大小应根据预测巷道围岩收敛量，结合支架可能提供的可缩量综合考虑确定。设顶、底板收敛量为 K_1，两帮收敛量为 K_2，对拱型可缩支架 K_1 可取 15%、20%、25%、30%、35%，$K_2=K_1$。这样二次支护时不必挑顶和开帮就能满足安全生产要求。

3.5.4.2 壁后充填问题

在松软破碎矿岩中，刚性支架所以屡遭破坏，主要原因是支架与围岩变形不协调，致使支架承受高应力所至，而可缩性支架通过可缩量释放压力，使支架受力得到缓解，保证了巷道的稳固性。

在大变形巷道中，可缩性支架所提供的可缩量远满足不了变形的要求，为此国内外都在研究可缩性支架壁后充填问题。其目的在于使支架与围岩紧密接触，保持围岩的完整性，通过充填料压密提供可缩量，改善支架受力状态，提高支架的承载能力，见表 3-12。

表 3-12 支架承载能力表

名　　称	荷载方式	直腿式	外曲腿	内曲腿
整架承载能力	均布荷载	692	522	2893
P	顶压大	322	381	256
(kN)	侧压大	352	211	327
	一侧压大	110	96	107
	一侧偏压大	44	45	54

从表中不难看出支架承载能力与受力状态影响颇大，当支架与围岩接触不好，如空顶、空帮、支架受不均匀或受集中荷载时，支架承载能力将大大降低，这就是某些矿山支架使用不够理想的原因。

实践证明，当矿岩松软破碎时，应特别注意背帮，背顶，或用金属网维护围岩的整体性是保持巷道稳固性的关键。

德国在特雷英尼亚试验矿井进行一组试验，当使用壁后充填时，拱型支架的承载能力为无壁后充填的 2 倍左右，其顶板下沉为 17%，不充填时为 33%。作者在三台煤矿采区顺槽中试验了 25U 金属可缩性支架壁后充填试验，其结构见图 3-33。

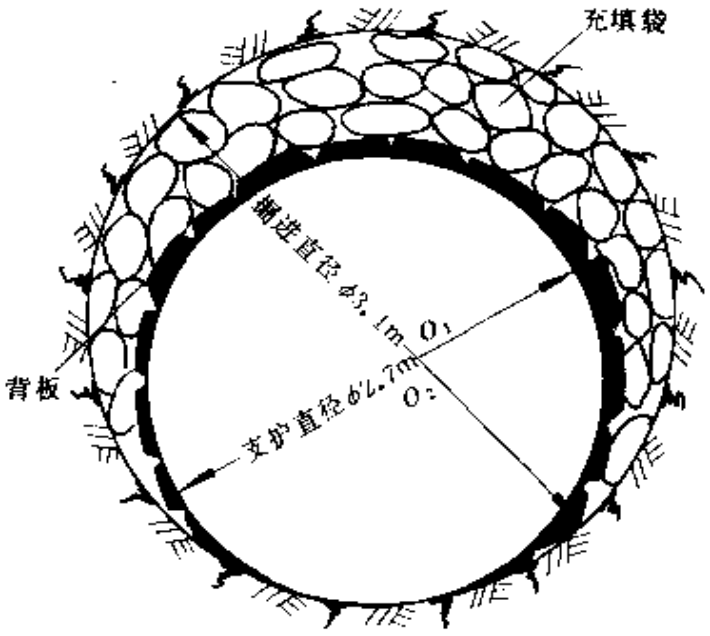


图 3-33　壁后充填垫层示意图

从 5 月 4 日至 20 日围岩平均收敛率为 32.5mm/d，而支架直径变化仅为 7mm/d，也就是说约有 26mm 的围岩位移被壁后充填软垫层所吸收。

通过监控发现，尽管地压是不均匀的（顶压 21t、右帮 15t、左帮 9t），但经过软垫层缓解传递后，支架受力趋于均匀，经设在支架后面的压力盒测试，拱顶 15t，右帮 11t、左帮 10t，载荷 不均

匀程度减轻。据对大巷及采准巷道采用壁后充填后围岩变形的观察表明，壁后充填所形成的垫层能显著减小围岩的变形，使支架的荷载降低 33～50%。

3.5.4.3　节点问题

可缩性金属支架设计原理是，既要使支架有一定的支承能力，又有一定的可缩性。第一次滑动时的承载能力，习惯叫实际承载能力，当可缩量用完支架的最大承载能力，称作极限承载能力，支架将产生过大的变形而失稳破坏。支架的实际承载能力，主要是由节点连接的预紧力矩来实现的。实践证明，支架节间搭接长度过短会造成卡缆螺栓受力加大，螺栓易损坏；但搭接过长又会造成型钢量增加，一般搭接长度 400～500mm 较为合适。

可缩性支架连接件拧紧力矩影响支架的初始阻力和工作阻力。试验证明，当拧紧力矩（螺杆夹板式连接）小于 150N·m（包括 150N·m）时，支架节点（接头）阻力增长较快，见图 3-34。

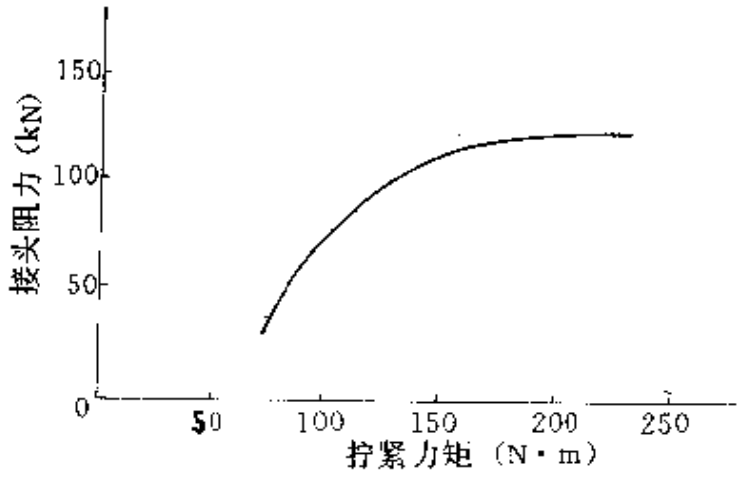


图 3-34　拧紧力矩与接头阻力关系

从图 3-34 看出 0～150N·m 曲线斜率较大，当拧紧力矩超过 150N·m 时，曲线斜率明显减小，接头阻力增长趋于缓慢。为此建议螺栓夹板式连接件拧紧力矩以 150N·m 为宜。

初拧紧力矩为 150N·m 时，滑移后只剩下 80～120N·m，接头阻力一般为 100kN 左右。如果每次将拧紧力矩恢复到

150N·m，接头阻力可提高到 140～150kN，大约提高 40～50%。

当可缩性支架节点搭接处弧长不同心或加工质量欠佳，两段弧不能密贴时，拧紧螺栓受力复杂，往往只是一侧螺栓受拉、弯、剪联合作用，超过构件极限强度而破坏，将积累的变形能瞬间释放，结果断裂螺栓以极大的速度弹出去，易造成伤人事故，为此，可缩性支架的加工质量，尤其是节点处的加工质量是保证可缩性支架正常工作的关键。

3.5.4.4 价值问题

每种支护型式的选择除它的良好支护性能外，成本因素是必须考虑的，那么使用可缩性支架是否经济合理？

一般支护材料属于一次性消耗，回收值很小，而可缩性金属支架可以回收重复使用，费用可以逐次摊销，据开滦煤矿经验其复用数可达 4～5 次，报废后尚有一定量残值（约 5%）。

梅河三井、进步煤矿曾在软岩支护中应用可缩性金属支架、喷、锚、网支护、料石圆拱，使用成本见表 3-13。

从表中看出，可缩性支架尽管初期投资较大，但随着复用次数的增加，每次使用支护成本却在下降。只要管理得当，支护成本是可以接受的。

表 3-13 可缩性金属支架使用成本

支护型式	可缩性支架价格（3 架/m）	残值率（%）	使用次数（次）	每次使用成本（元）
25U 圆形全封闭可缩支架支护	1845.42	5	5	350.63
	1845.42	5	3	584.38
	1845.42	5	2	875.08
25U 圆形全封闭可缩网支护	2025.42	5	5	384.83
	2025.42	5	3	641.38
	2025.42	5	2	962.98
喷、锚、网支护	—		-	734.00
料石拱支护	—		-	964.66

注：表中巷道直径 ϕ3m，按 1991 年可比价格计算。

3.6 崩落法采矿采准巷道失稳破坏的综合治理

3.6.1 综合治理的重要性

目前我国地下铁矿山主要应用崩落法采矿。据统计1988年我国重点地下铁矿山中，应用崩落法占90.79%，但1987年实际产量仅为设计产量的41.6%。未达产的原因是多方面的，但经调查分析，采准巷道失稳破坏是诸多因素中的主要因素。

例如玉石洼铁矿1977年投产，设计产量700kt/a，采用无底柱分段崩落法与有底柱分段崩落法（只占极少数）。由于地质条件复杂，矿岩松软破碎 不稳固及地压活动频繁，致使回采进路和切割巷道遭到严重破坏，甚至有的部位不能掘进成巷，1981～1984年平均矿石回收率仅为55%，矿石产量徘徊在300～400kt/d。又如弓长岭井下矿无底柱分段崩落法采场，由于巷道破坏严重（破坏率达13%）影响正常回采（巷道长度损失率39.5%），造成矿石损失贫化，其贫化率高达40%。另外如西石门铁矿、张家洼铁矿、金山店铁矿、赤柏松铜镍矿等，也有类似情况。

为此，采准巷道的失稳破坏是造成矿石损失和贫化的根本原因，是提高矿石产量，改善矿石企业经济效益的一大障碍。采准巷道失稳破坏的原因是多方面的，只一味加强支护，提高其强度是不够的，各地采矿技术攻关实践证明，必须采取综合治理方法，才能达到经济合理的效果。

3.6.2 采准巷道失稳破坏分析

采准巷道失稳破坏原因从总体上看，不外乎有两种，一种是自然因素，另一种是人为因素。自然因素一般是不可抗拒的，只能因势利导。人为因素，经过试验研究是可以克服的，经验证明采用综合治理方法是可行的，效益是显著的。

3.6.2.1 自然因素

主要是矿岩松软破碎，围岩强度低，受地下水和风化影响，强度下降更为明显，并 伴随较大的变形，在重力场作用下不仅易于

坍塌，而且具有粘塑性变形特征，如玉石洼铁矿，张家洼铁矿就属于这一类型。有的围岩虽然岩块强度较高，但受地质结构面的控制，岩体内部布满隐微裂隙，表现为支离破碎，近似于散体。由于地质条件复杂，矿岩松软不稳固以及较大地压活动等自然因素，使回采进路、联巷、切割巷遭到严重破坏。这种自然因素必须采取适应围岩变形的内加固和外封闭措施，以保持围岩的完整性，因势利导地发挥围岩的自承能力，并采取与其相适应的支护形式，使采准巷道在使用期间，保持其稳固也是完全可能的。

3.6.2.2　人为因素

众所周知，一般金属矿山岩体大多数较稳固，地压小。为此，开拓巷道和部分采准巷道基本不支护。所以矿山对必要的合理的支护是采矿生产正常工序认识不足，没有引起足够的重视，在金属矿山采矿是硬指标，支护是软指标。据对十几个金属矿山调查，根本没有常设的支护队伍，而掘进队只管进尺，不管支护，工程验收部门不按成巷（掘、支、水沟三到头）验收，只验收掘进进尺，巷道掘进后，冒顶破坏与掘进队无关，甚至冒的越多，掘进队工作量越充足，工人收入也高。往往是一旦出现冒落，才临时组织支护队伍，虽然也能起到一定作用，但多数是失去合理的支护良机，使巷道难以恢复，或因恢复成本太高而放弃。造成矿石损失，并给下一段回采带来困难。

（1）掘进方法不当，多数矿山一直沿用普通爆破（或称自由爆破）方法掘进，由于炮眼少，药量集中，爆破后，围岩扰动严重，巷道超欠挖量很大，有的高达800～1000mm，巷道成型差，多为尖角，造成应力集中，致使应力超过围岩强度，引起局部岩石堕落诱发地压活动。

（2）支护问题，有、无底柱分段崩落法采矿的特点是，进路（耙道）密集，并与联巷相交叉，应力集中突出，并在交叉口处叠加，矿岩受到多次扰动，围岩强度明显降低，变形速率加大，为此要求支护，一要及时封闭并加固围岩，提高围岩强度，充分发

挥其自承能力；二要适应围岩变形大，位移速率快的特点。而现场的支护往往不及时或支护与围岩变形不相协调而遭破坏。

（3）管理问题，由于计划管理不善，造成采掘失调，巷道存留时间过长。众所周知，巷道稳固性与存留时间是密切相关的。巷道围岩随时间的增长，从表面向深部逐渐弱化，一般可弱化30%，特别是软破矿岩，塑性区不断增大，以及由变形引起的位移，当超过极限位移时，便产生破坏；或开采顺序不合理，推进方式不当，个别进路滞后，因应力集中而破坏。

3.6.3 综合治理方法[38]

采准巷道的稳固性是一个复杂的系统工程。应采取查、躲、防、治相结合的方法进行综合治理，才能既使采准巷道使用期间稳固，又能获得经济合理的效果。

3.6.3.1 查

所谓查就是矿山应有一支经验丰富的相对稳定的地测人员，他们能不断总结经验，能较及时地准确地提出待掘待采矿块的矿岩层位关系、节理、裂隙分布，并能提出预测剖面。

3.6.3.2 躲

就是设计人员能在保证待采矿量的前提下，尽量躲开不利岩层、断层、破碎带，正确选择进路和联巷位置，确定合理的回采顺序和进路推进方式，并根据地测人员的推断和以往支护的成功经验，确定合理的支护形式，同时将其纳入采准计划。

3.6.3.3 防

就是矿块拉开后，采取集中作业，强化开采，尽量缩短回采工作线和进路回采周期，从而减少进路的存留时间，争取在地压活动到来之前结束回采工作。

3.6.3.4 治

就是要把住掘进、支护关。掘进必须采用简易光面爆破，尽量减小爆破对围岩的破坏与扰动，保持巷道成型工整，减缓应力集中。支护应根据围岩的物理力学性质和岩体结构发育特性，应

采取及时主动加固围岩内强外补支护形式，先柔后刚，先让后抗，缓解应力峰值。

综上所述，进路与联巷服务年限短，支护方法应该及时、简单、有效、经济为目标，目前诸多支护中，唯有以管缝式锚杆，配合喷或喷网支护才能做到这一点，它以最快的速度实现内加固、外补强围岩，充分发挥围岩的自承能力，使围岩与支护形成一个受力体系，共同协调作用，保持巷道的稳定。

3.6.4 综合治理实例

玉石洼铁矿采矿技术攻关，不设试验段，不用试验后再推广，而是一杆子插到底，将采矿技术攻关与生产密切相结合，攻关内容囊括了采矿生产的主要技术问题。因而目标一致，将攻关工作直接纳入生产指挥，形成一整套综合治理措施：

（1）地压活动监测工作形成制度，及时为回采工作提供地压活动信息。

（2）坚持地测预报和推断制度，合理布置采准工程，查、躲相结合。

（3）推行强化开采，实行以进路为单元组织生产，工作面呈台阶状，工作面相互超前距离避开采动附加应力叠加影响，防止进路处在不利应力状态下。

（4）因地制宜推行简易光面爆破，力求成型工整，超欠挖少，爆破扰动范围在 0.8m 以下。

（5）在进路开口，交岔点及软破矿岩中，随掘随支，最大暴露长度不超过 2～3m。支护以管缝式锚杆为主的喷、锚、网一次支护和必要的可缩性金属支架二次支护，由于内加固和外补相结合，既能柔性卸载又起到支护作用。有效地维护了巷道的稳固性。

历经三年的采矿技术攻关，完成了攻关计划，采矿生产技术等各方面都取得了明显进展、安全生产条件和技术经济指标均有好转。特别是矿石回收率，创建矿以来最高水平。攻关前后对比见表 3-14。

表 3-14　采矿技术攻关前后采区主要技术经济指标

指标名称		矿石回收率（%）	矿石贫化率（%）	矿石成本（元/t）	矿石产量（kt/d）
攻关前平均值（1981～1984 年）		51.39	22.51	25.76（可比成本）	218.20
攻关期间平均值（1985～1987 年）		101.92	18.46	22.97	268.60
攻关前后比较	值差	+50.53	−4.05	−2.79	+50.40
	%	+98.30	−18.00	−10.80	+23.10

3.7　似散体矿岩中采准巷道施工[39]

3.7.1　似散体矿岩基本特点

3.7.1.1　似散体矿岩构造

（1）纯粉矿状构造。呈疏松粉砂状，内聚力 $C\approx0$，在开挖巷道中可呈流砂状流动，金属矿物及脉石矿物相邻而不相接，相当多的矿物呈单体出现，极不稳固，自稳时间很短（0～5d）。

（2）粉矿夹杂构造。表现为粉砂状矿石中有含量不等的较坚硬的块状矿石，其大小和形状各异，但无棱角状。粉矿与矿状矿石之间几乎无粘结。

（3）似块状构造。矿石外表象块矿，但只要轻轻敲打或摔落后大部分成粉砂状矿石。

3.7.1.2　似散体矿岩工程性质

（1）压缩性。具有粉砂土的性质，是一种弹性塑性材料。由于孔隙度比较大，且松散破碎，因此在压力作用下体积变小，具有较大的压缩性。产生一定的压缩变形。例如粉矿侧胀系数很大，而变形模量极小，具有很差的传压性能。

（2）含水性质。含水量对似散体矿石物理力学性质影响很大，如粉矿受到爆破扰动，含水率在 5%以下时，粉矿几乎无粘聚力，松散度很大；当粉矿含水率超过 5%，而在液限量以内时，粘聚力随含水率的增加而明显增大；当含水量达到 13%，粉矿将成为液

态状形成泥石流。

（3）稳固性。粉矿巷道的稳固性主要受粉矿类型和含水率的影响，纯粉矿极不稳固，最大暴露长度 0～4m，自稳时间 0～5d；块状粉矿巷道不稳固，最大暴露长度 5～20m，自稳时间 5～30d。

（4）锚固性。由于粉矿是一种具有压缩性，由固体颗粒组成的散体，而且含泥量较高。

管缝式锚杆主要是靠管壁与围岩间的摩擦阻力提供锚固力，所以锚固力的大小取决于管壁对围岩施加的正压力，由于粉矿比较松散，在管壁挤压下产生收缩，导致正压力的减小，从而致使锚固力的丧失。而在粉矿中砂浆锚杆和水泥卷锚杆的锚固力取决于浆体与杆体的握裹力或浆体与孔壁的粘结力，而这个力始终是存在的，所以不论松动范围如何发展，锚固力总是存在的，对围岩来说总是会形成一承载拱。

据马鞍山院对管缝式锚杆、砂浆锚杆、快硬水泥卷锚杆的拉拔试验表明，在似块矿粉矿中管缝式锚杆的锚固力平均值为 1.84t，砂浆锚杆锚固力平均值为 8.77t，是管缝式锚杆的 4 倍；快硬水泥卷锚杆锚固力平均值为 6.37t，是管缝式锚杆的 3 倍。

3.7.2 似散体矿岩中巷道掘进

似散体矿岩中采准巷道的掘进方法是软破矿体开采技术上的难点，是试验各种采矿方法的先决条件。

在粉矿中掘进巷道，在国内不多见，现以金山店铁矿的经验说明之。

3.7.2.1 掘进方案

采用预超前锚杆，光面爆破和钢架临时支护的综合掘进技术。在发生冒顶地段，利用插板钢架支护的抢掘法。

3.7.2.2 超前支护掘进法

（1）悬吊超前锚杆掘进。开挖初期，采用以结构锚杆为支点的超前锚杆，超前锚杆尾部是以径向结构锚杆为支点。由于施工时不容易做到超前锚杆与径向锚杆外露部分直接焊接，施工时，可以增设横向环状钢筋条带（见图 3 40），用横向环状钢筋条托住超

前锚杆，而环状钢筋条由径向结构锚杆悬吊固定在巷道壁之上。

这种掘进方法要求施工组织紧密，每循环爆破进尺一定，光爆质量好，超前锚杆安装准确。

(2) 钢架超前锚杆掘进。这种掘进法超前锚杆以钢架为支点，如图 3-35 所示。掘进前首先架设钢支架，并紧靠掌子面，为保证超前锚杆施工质量，在钢架两腿各焊一根角钢，并在角钢上焊一根 50mm 钢管，管距顶梁 100mm，钻眼时，钎杆紧靠钢管上部打超前锚杆眼。超前锚杆可用管缝式锚杆、注浆锚杆等。要求与钢管焊在一起。金山店铁矿Ⅱ采区超前锚杆支护参数如下：

超前锚杆长度	2.5m
倾角	15°～25°
横向间距（孔间距）	0.3m
纵向间距（排间距）	1.0m
每排根数	11 根

(3) 管棚法掘进。管棚法 (Pipe roof) 或称伞拱法，是一种隧道超前支护掘进技术。

管棚法的实质是在拟开挖的巷道衬砌拱圈的外弧线上，经钻孔预先成排，间隔地安设惯性力矩很大的钢管（直径 15～60cm），起临时支护作用，用来保证掘进、支护安全、防止粉矿坍塌，管棚的形状，根据巷道形状及工程条件确定，可以构成多种型式，图 3-36。

管棚施工主要作业工序包括：开挖工作室、钻孔、安设管棚，管棚钢筋注浆，以及掘砌施工等。

工序中的关键工序是注浆，钢管就位后，可用水泥浆或 C—S 浆液进行管内充填注浆。一般以浆液注满钢管为止。有时为了加固围岩可在钢管上钻孔，使浆液扩散到钢管周围。为了增加钢管强度，可在钢管内加设钢筋笼。

掘砌施工时，对于小断面巷道可以用喷、锚、网支护；大断面巷道可以用钢拱架作初期支护，然后喷射混凝土，护顶钢管和钢支撑的间隙为 15～25cm 填塞钢楔固定之。在混凝土喷层内敷

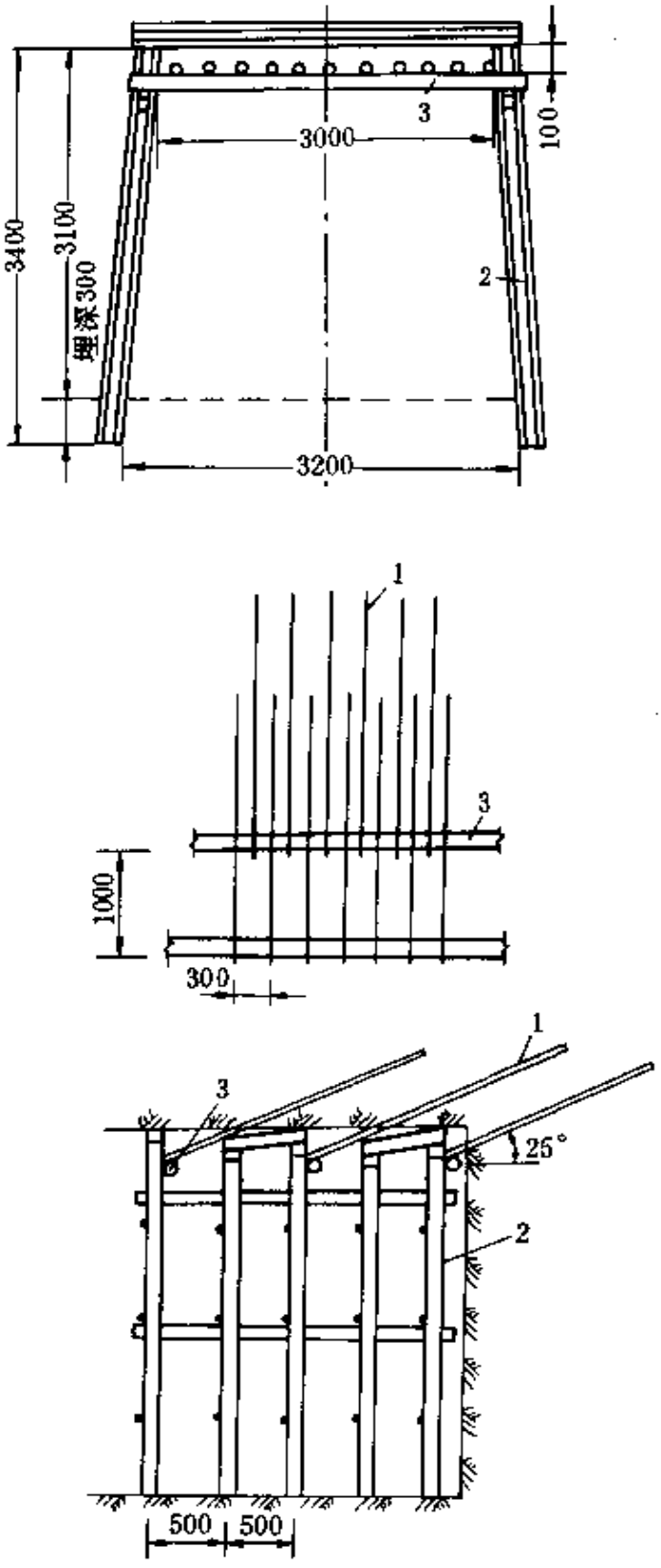


图 3-35　钢架超前锚杆的布置

1—超前锚杆；2　钢架；3—钢管

设防水层和进行衬砌。其结构见图 3-36[40]。

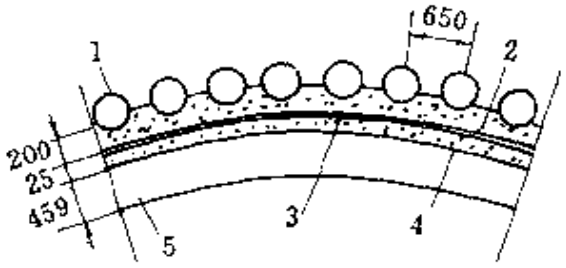


图 3-36　管棚施工隧道支护结构

1—管棚（管内注水泥砂浆）；2—混凝土喷层；3—钢拱；
4—防水层；5—混凝土支护

3.7.3　巷道支护

3.7.3.1　临时支护

在临时支护能抑制围岩有害变形前提下，超前锚杆支护才能承受围岩压力，防止开挖后冒顶。因此，要求临时支护能可靠地承受超前锚杆端部传来的荷载，并保证整体稳定。

(1) 超前支护。由超前锚杆和径向锚杆（或环向钢筋条带）承担。

(2) 钢架支护。钢架为矿用 11# 工字钢、每米 2 架；特殊地段、每米 3 架；两架钢架之间用型钢连结焊成一个整体结构。每架钢架两帮分别打入 3 根 1.5m 长的管缝式锚杆固定，并与钢架焊在一起；每架钢架的底脚均匀工字钢立柱焊在一起，埋深 300mm；支架顶梁上铺一层工字钢，间距 0.7m，并与钢架焊起来。

3.7.3.2　永久支护

(1) 钢架混凝土支护。由于似散体矿岩极不稳固、粘结性极差（$C\approx0$），自身强度低，自稳时间短，抗压强度小于 5MPa。为此采用加强支护，以锚、网、喷以及预应力长锚索、钢支架、混凝土浇底的综合支护。

支护工艺及参数为：

首先在待掘巷道顶板安装超前锚杆，并实行简易光爆开挖，紧

跟工作面架设钢支架为临时支护。

在支架两帮喷灌混凝土作为永久支护，混凝土以盖住钢架为宜。钢支架间距 0.5m，要求支架必须“穿靴”和打锚杆架横梁固定，混凝土封底，进行全断面封闭，封底混凝土 200mm。如图 3-37。

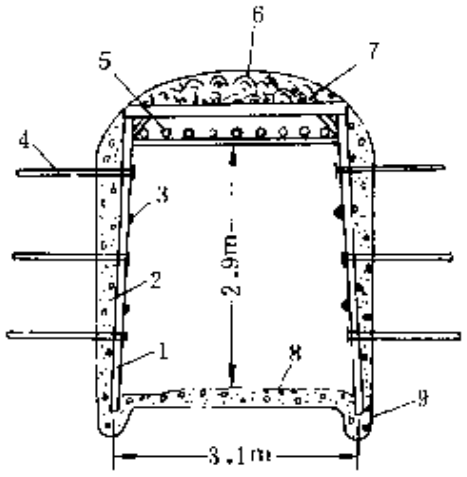


图 3-37　钢架混凝土支护图

1—钢立架；2—喷灌混凝土；3　横向联结圆钢；4—两帮管缝式锚杆；5—顶支超前锚杆；6—塞顶圆木；7—顶部联结工字钢；8—浇底；9—“穿靴”工字钢

（2）复合支护。复合支护即锚、网、喷加预应力锚索支护，见图 3-38。

支护工艺及参数为：简易光爆开挖后，随掘随喷一层混凝土，厚 60mm；并安装长 1.5m、排距 1m、间距 0.9m 的管缝式锚杆作为临时支护。

打眼安装带托盘的 MD 砂浆锚杆，见图 3-39，锚杆长 2.1m，排距 1m，间距 0.9m。7d 后挂金属网，规格 1.2×3.0m，网度 80×80mm；并在网的搭接处压上钢筋压条图 3-19；在压条上安装

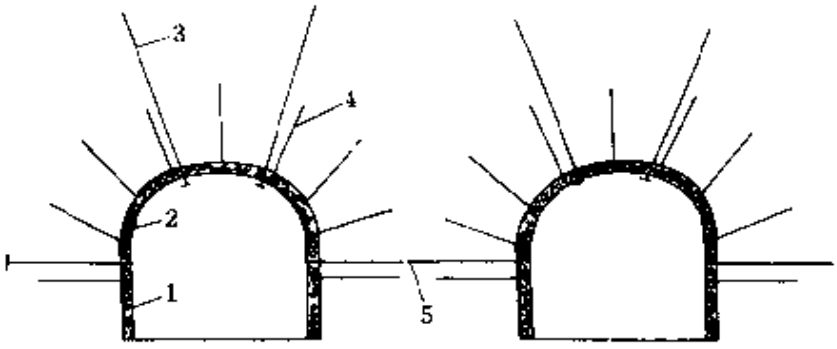


图 3-38　复合支护示意图

1—金属网；2—喷射混凝土；3—顶部锚索；4—MD 砂浆锚杆；5　两帮对穿锚索

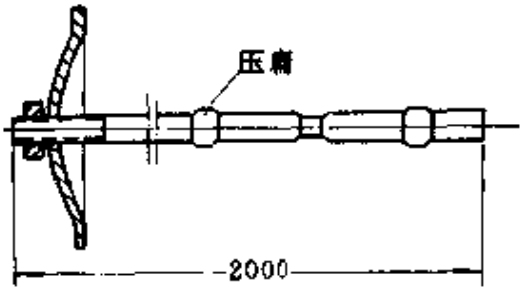


图 3-39　MD 锚杆示意图

150×150×5mm 的锚杆托盘并压紧。最后用铁丝将网搭接处压条捆在一起（或焊在一起）。

第二次喷混凝土达到设计厚度（200mm），以盖住锚杆托盘为准。

打眼安装两帮和顶部锚索，锚索采用 7×φ5 钢绞线。顶部锚索长 9m，锚索孔深 8m，间距 2.5m，倾角 65°，锚固段长 3m，自由段长 5m；两帮锚索长 8m，全长自由段，间距 2.5m。与锚索相配套的托板尺寸 200×200×15mm，锚固段注浆 7d 以后开始张拉，张拉预应力为 12t。最后锚索自由段注浆。

3.7.4　支护效果分析与评价

经过金山店铁矿Ⅱ采区 215 矿块 14#～25#进路及上下盘联巷实践证明，以锚、网、喷、预应力锚索为主、钢架为辅的综合加固支护是成功的。试验中共掘采准巷道 649.1m，成巷 635.5m，支护成功率由原来的 15.6%提高到 93.7%，巷道到位率由 48.5%提高到 96.7%。基本解决了粉矿中进路的掘支问题。

这种“支、让”结合，刚柔相济的这套工艺和技术充分体现了适应围岩大变形的特点和加固围岩要求。

为各类地下工程系统，似散体软破矿岩中的巷道支护提供了经验。

4 难采矿体采矿方法及其生产工艺

4.1 概 述

冶金工业部于1986～1990年组织“七·五”采矿技术攻关，对冶金矿山难采矿体的采矿方法及其生产工艺，进行了许多的试验研究工作，“取得了丰硕的成果，提高了生产能力，改善了产品质量，取得了显著的经济效益，促进生产力的发展”[42]。

不少的铁矿床属内生铁矿床，如河北邯邢地区、山东莱芜地区和湖北大冶地区的铁矿床及陕西略阳地区的部分铁矿床，由于矿床成因造成矿体零散，形态复杂，很多矿体的矿石与围岩软破，均属难采矿体。如“两洼一店”成为我国出名的采矿“老大难”单位，多年采矿技术不过关，采矿生产上不去，矿石损失大，安全条件差[43]。

我国自60年代开始应用无底柱分段崩落法。这种采矿方法结构和生产工艺简单，设备配套和机械化程度高，安全作业条件好等，在地下矿山特别是地下铁矿山迅速、推广开来。大中型地下铁矿山多数采用无底柱分段崩落法，用这种采矿方法采出的矿石量占地下铁矿山采出矿石总量的80%以上。

难采矿体无一例外地都将无底柱分段崩落法作为首选的采矿法。尽管该种方法的采准工程小和巷道结构简单，没有复杂连接的巷道，但在难采矿体生产实践过程中仍然出现进路严重破坏的情况，以致给生产带来很多问题。此外，还有的矿体极为松软破碎，很难掘进成巷，无底柱分段崩落法也未能获得正式应用，处于无法可用的状态。这次“七·五”采矿技术攻关主要内容就是软破矿体的采矿问题。在技术攻关过程中，从采矿方法和采矿生产工艺两个方面进行了许多试验研究工作，解决了生产技术问题，取得了可贵的经验：

(1) 玉石洼铁矿与小官庄铁矿西区开采的矿体同属矿岩软破

的缓倾斜厚矿体。攻关中都以控制采场地压和加强支护治理巷道破坏为中心，改革了原有的生产工艺方法，同时针对矿体倾角小采取有关措施减少下盘矿石损失，使无底柱分段崩落法的生产正常，获得好的技术经济效果，扩大了无底柱分段崩落法的应用范围。

玉石洼铁矿深部开采缓倾斜的中厚软破矿体，也采用了无底柱分段崩落法。根据矿体条件，改变了方法原有的结构和参数，也获得好的效果，从而进一步扩大了无底柱分段崩落法的应用范围。

考察与评价生产矿山的采矿方法时，不仅要了解采矿方案，同时还必须了解所采用的生产工艺，亦即把采矿方案与生产工艺结合起来作出综合分析评价才是全面的合适的。从无底柱分段崩落法扩大使用范围过程就是这样，应用开采软破矿体是一次扩大，应用开采缓倾斜厚矿体是一次扩大，应用开采缓倾斜中厚矿体是一次扩大，伴随应用范围扩大都相适应的根据矿体条件在工艺方法上、结构上和参数上作出改变，出现新的技术措施。离开这些工艺方面的改变，就难作出正确的评价。这也启示人们分析试验研究某个具体条件下的采矿方法时，必须与工艺结合起来同步进行，两者虽有区别但联系密切，特别是在典型采矿方法难于入选的情况下，就必须结合工艺等选择采矿方法。

无底柱分段崩落法在这两个矿山的应用是合适的，理由之一是改进了生产工艺，解决了以往生产中问题；另一理由是玉石洼铁矿用底板漏斗的有底柱崩落法开采，出矿巷道破坏严重，矿石损失贫化大，生产一直不够正常。

就我国当前采矿技术水平分析，矿岩软破的缓倾斜厚矿体应用无底柱分段崩落法，配以“七·五”攻关中取得这套综合治理的生产技术经验进行开采是合适的，会取得好的生产效果。但无底柱分段崩落法原来具有的矿石贫化大、通风不好和生产能力较低等缺点依然存在[44]。

（2）无底柱分段崩落法开采中，针对矿岩软破性质，出于维护巷道在存留时期不遭破坏的目的。提出一套综合治理办法是很

有效的，对其它采矿方法也有实用价值。

金山店铁矿与镜铁山铁矿（破碎矿体）松软破碎矿体，也曾试验过用无底柱分段崩落法开采，均未获成功。矿体中掘进困难，巷道掘成了也难于支护住，镜铁山铁矿破碎矿体还有中深孔凿岩夹钎和炮孔破坏问题，难于用凿岩爆破方法落矿。经过“七·五”攻关两个矿山利用矿体的软破性质（可崩性），试验研究自然崩落法，取得较好效果。

两矿山共进行4个矿块的试验研究。金山店铁矿试验矿块崩落法（Ⅰ）和端部出矿的阶段自然崩落法（Ⅱ）。镜铁山铁矿试验平底柱阶段自然崩落法（Ⅲ）和无底柱阶段自然崩落法（Ⅳ）。大体上可以划归为有底柱阶段自然崩落法与无底柱阶段自然崩落法两种。四个试验采场虽同属阶段自然崩落法，但结合试验矿块条件在采场结构与生产工艺方面各有特点。

试验矿块Ⅰ是矿块崩落法（见图4-32），加强了出矿巷道的支护，首先用喷锚网临时的柔性支护之后，再用钢筋混凝土刚性永久支护。矿体下盘侧矿石稳定性较好，采用无底柱分段崩落法回采作为下盘削弱工程，是一种巧妙的结合。就整个矿块考察，说是一种联合采矿法也是可以的。

试验矿块（Ⅱ）（见图4-45）下盘侧矿石用无底柱分段崩落法已回采完毕，余下的上盘侧粉矿用阶段自然崩落法回采，针对矿石极为软破条件，简化底部结构用无底柱分段崩落法退采方式，按步距爆破立面扇形炮孔，以此完成拉底后，从进路端部放出矿石。

试验矿块Ⅲ（见图4-46）采用平底柱出矿，拉底后自然崩落的矿石，经堑沟流进出矿斜巷中，用装运机运出。由于中深孔凿岩夹钎和炮孔破坏，采用硐室爆破进行拉底与开掘堑沟。

试验矿块Ⅳ（见图4-51）用硐室爆破进行拉底后，用硐室爆破按步距的崩落回采进路上面矿石顶盖，从进路端部放出自然崩落的矿石。和试验矿块Ⅱ比较，多了一个拉底工程。不设底柱用端部出矿，出矿进路结构简单，同时出矿口随回采不断移动，降低对支护的要求，简化支护工作。但端部出矿受采场矿石自然崩

落的制约关系大，就是说退采速度与矿石崩落速度必须相互适应，要退采快时将增加矿石损失。此外，由于崩落矿石层高大，按步距放出矿石，搞不好将增大矿石损失贫化。

两个矿山四个试验采场实践表明，矿体可崩性是好的，采场矿石自然崩落过程中未出现过较大问题。

就冶金矿山的软破矿体讲，只要矿体赋存规模与空间条件合适时，阶段自然崩落法是颇有前景的。空间条件不能使用阶段自然崩落法时，也要思考与分析如何利用矿石软破特性变害为利的问题。就是部分应用也是好的，例如自然崩落法与其它采矿方法的联合等。

（3）小官庄铁矿东区试验研究了垂直分条崩落法（图 4-56），试验采场取得了较好的技术经济效果。就方法实质讲应属阶段强制崩落法。在试验研究中采用卸压开采，首先进行落矿，采场在卸压条件下进行底部结构的准备工作，这对深埋、地压大的矿体开采，是一次很有价值的尝试，实践表明减压效果显著。此外，在试验采场中采用综合爆破技术、底部结构支护方法、简易放矿制度、集中作业和出矿系统都颇有特点，取得了很好的效果。阶段崩落以矿块为回采单元，下降深度大，等于一个阶段高度（或矿体铅直厚度），所以采动地压大，此种情况下控制采场地压比无底柱分段崩落法开采时更为困难。

（4）西石门铁矿南区缓倾斜中厚矿体开采中试验研究了一种新采矿方法——垂直平行密集束状孔落矿的有底柱崩落法（图 4-60）。这种方法和普通有底柱崩落法比较，采场结构极为简单，采准工程量小，在耙矿巷道和斗穿中钻凿垂直向上的平行密集束状炮孔和劈漏炮孔，爆破时同时完成落矿、开掘斗井、拉底和劈漏等项工作。该方法对凿岩和爆破的技术要求高，实施难度较大。尤其缓倾斜中厚矿体条件下崩矿，自由面不够充分，保证落矿效果也是较为困难的。由于技术要求高，必须由训练有素的人员和采用专用设备进行施工，才能保证施工质量。

(5) 本章介绍5个矿山难采矿体在“七·五”采矿技术攻关中应用的采矿方法和采矿生产工艺[45]。采矿技术攻关中不仅结合生产采出了矿石，获得了较好生产指标和经济效益，同时结合采矿生产的需要和进程进行了大量的试验研究工作：

1) 矿岩物理力学性质测定、工程地质调查，了解矿岩节理与构造、地应力测定、矿体可崩性分析评价，这些是选择采矿方法和生产工艺的基础依据。

2) 结合采矿生产过程，通过多种手段，测试巷道受力状态变形与破坏，找出采场地压活动规律。依据地压活动规律提出地压控制办法，防止巷道破坏，以及用来指导生产和改进有关生产工艺过程。

3)根据矿岩性质和采场地压活动规律选择与研究巷道的支护方法。对矿岩稳定性和巷道稳固性进行分级与分类，按照不同类、级选定支护方法。在试验研究中完成一套适应各种条件下的（矿岩性质、地压环境和存留时间等）巷道支护方法。

4) 在生产工艺方面如凿岩爆破，矿石自然崩落控制与放矿控制等都有新的进展。

(6) 试验研究的采矿方法和生产工艺按照试验矿块获得成果评价都是成功的，特别是某些单项工艺更属可贵。至于有的采矿方法在推广应用中出现一些问题，这与未有完全按试验采场办法进行生产颇有关系，当然和采矿方法生产工艺要求严格，实施难度较大也有一定关系。

应当指出的是，一种新采矿方法和工艺试验研究成功之后，还需要有一个巩固和完善过程，并且不排除有的规律性内容尚须进一步探索的可能性。试验采场取得的成果，就总体讲应当是新的起点。而不是最后的成功，也不是试验研究终点，还需要坚持试验研究，还需要继续克服各种困难，解决各种问题，直到获得推广应用达到正常生产才算最后的成功。

4.2 以进路为单元组织生产的无底柱分段崩落法

——玉石洼铁矿应用无底柱分段崩落开采软破矿体的经验

于1985年玉石洼铁矿与东北大学结合生产进行采矿技术攻关，以提高矿石回采率为主攻目标。经3年的技术攻关工作，取得了可喜的成果。本节介绍这次攻关中采矿方法与生产工艺方面的技术经验。

4.2.1 玉石洼铁矿矿体赋存情况和采矿生产中的问题

4.2.1.1 矿体赋存情况

玉石洼铁矿一采区B_4～B_7线间矿段，东西长约210m，南北宽约150m。矿体埋藏标高从350m到170m。矿体倾角为20～45°，铅直厚度为20～40m，矿石品位TFe38～52%，矿石为磁铁矿，不稳固到极不稳固。近矿体上盘围岩为灰岩，多呈碎裂构造不稳固；近矿体下盘围岩为蚀变闪长岩与矽卡岩，蚀变闪长岩节理裂隙发育稳定性差，矽卡岩吸湿膨胀极不稳固。矿体中常有矽卡岩体（或岩脉）侵入，矽卡岩侵入体受小型断层及裂隙切割严重，呈碎裂及松散结构，稳定性极差。

4.2.1.2 采矿生产中问题

玉石洼铁矿开始采用无底柱分段崩落法开采，但由于320m分段以上回采进路的大量破坏，于310m水平改用有底柱分段崩落法。但因电耙巷道与凿岩巷道的破坏严重，从298m分段又改用无底柱分段崩落法，迄今一直使用该采矿法。技术攻关开始时，回采工作已进入260m分段2#联巷采场。已采各分段矿石回收情况见表4-1，约有一半工业矿量损失于地下。此外，生产安全情况也不好。

无底柱分段崩落法分段高度10m，进路间距10m，崩矿步距用中深孔时为1.6m，深孔时为2.5m。中深孔用YG-80凿岩机钻凿；深孔用YQ-100型钻机。出矿用ZYQ-14型装运机，矿石溜井

间距为 30～40m。阶段高度为 50m。

表 4-1　B_4～B_7 线矿段矿石回收指标

分段（m）	298	287	270
矿石回采率（%）	47.26	57.84	45.38
矿石贫化率（%）	22.10	24.83	18.67

以矿石溜井划分采场（矿块），以采场为单元组织生产，亦即进路掘进、中深孔凿岩、落矿与出矿三者分别在不同的采场内进行，如图 4-1 所示。

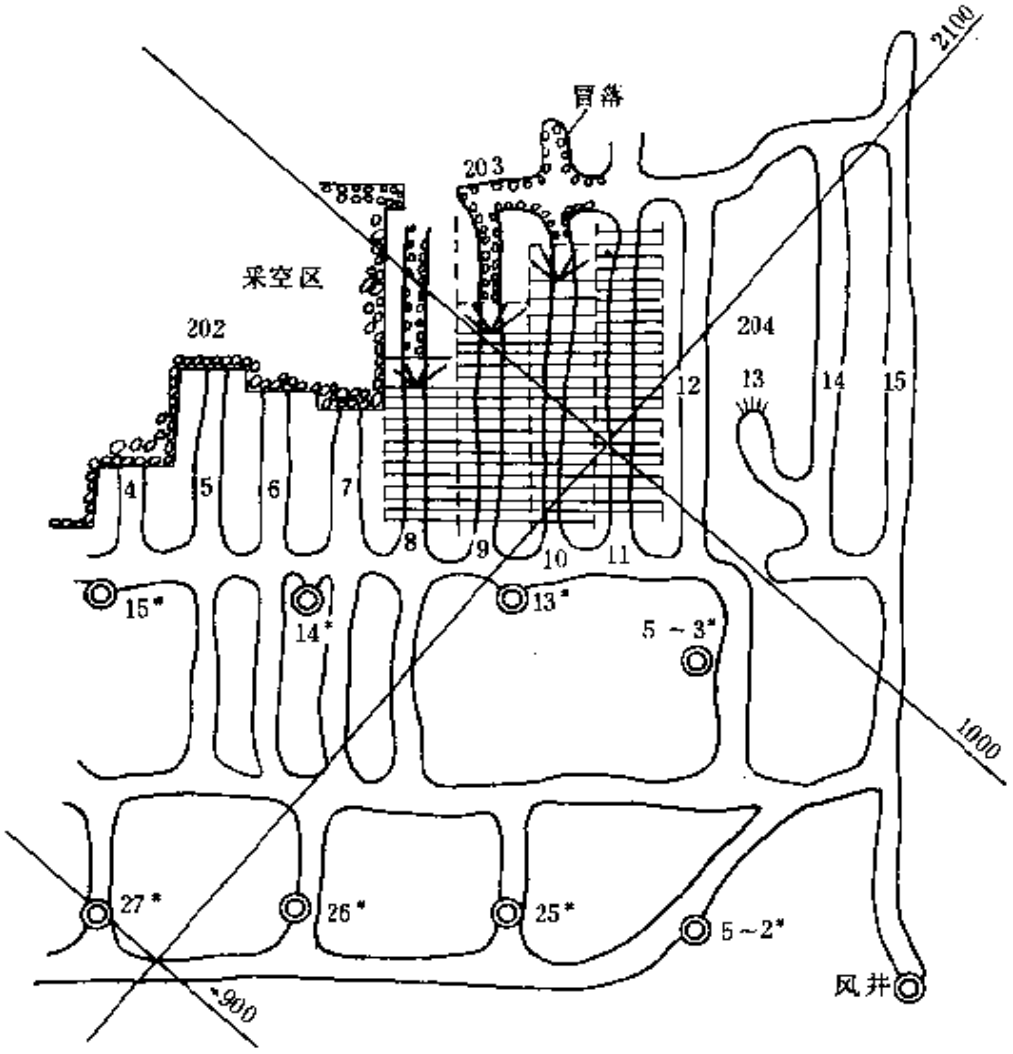


图 4-1　260m 分段 202～204 采场生产状态

204—掘进采场；203—凿岩采场

202—回采采场：13#、5～3#……—矿石溜井

技术攻关期间，在250m分段曾发生一次较大的采场地压活动，使采准采场的6条进路有4条破坏，损失3条进路的工业矿量，约为3.1万t。这次地压活动和以往采切工程破坏表明，开采软破矿体时，除了在改进成巷技术以增强进路的稳固性之外，还必须改变回采方式与工艺过程，缩短采场工程的服务期限，不给地压活动提供时间与空间条件。过去“以采场为单元”的回采方式，回采工作线占用长度大，进路生产周期长，合理的回采顺序易遭破坏，导致大的地压活动，对采矿工作危害很大，这是玉石洼铁矿长期不能正常生产和产生大量矿石损失的一个重要原因。250m采场发生较大的地压活动，与以采场为单元进行生产的回采方式有一定关系。基于这种认识，提出“以进路为单元组织生产”新的回采方式，随之在采准、切割、凿岩、出矿以及回采进路的衔接和回采工作面形式都相应的有所变化。

4.2.2 以进路为单元组织生产的实质和基本内容

以进路为单元组织生产是针对上述问题依据采场地压活动特点提出的。

所谓“以进路为单元”，是相对过去“以矿块为单元”而言的。以进路为单元组织生产的认识基础是，对进路实施强掘、强采的强化开采，缩短每条进路的生产周期，减少同时生产的进路数，缩短回采工作线长度（集中采矿），并按合理顺序布置工作面。

强化开采和缩短采矿工作线长度是控制采场地压活动的一项基本经验。地压大的矿山由于采用该项技术措施，使采场地压管理由被动变主动的例子很多。

以进路为单元组织生产的基本特点是：

（1）进路一条一条地投入生产，同时也一条一条地结束回采，并使进路的掘进、凿岩与回采工作紧密衔接。

（2）同时回采的进路间形成阶梯状工作面，以资有效的控制地压活动，相邻进路回采工作面间距大体上等于进路长度除以同时回采的进路数量。

4.2.3 实施强化开采缩短生产周期

过去以矿块为单元组织生产时，除了进路的掘进与回采时间较长之外，特别是进路的准备与回采的衔接上，中断时间过长（如图 4-2 所示），甚至有的中断时间大于进路掘进与回采时间的总合，为地压活动提供了时间。

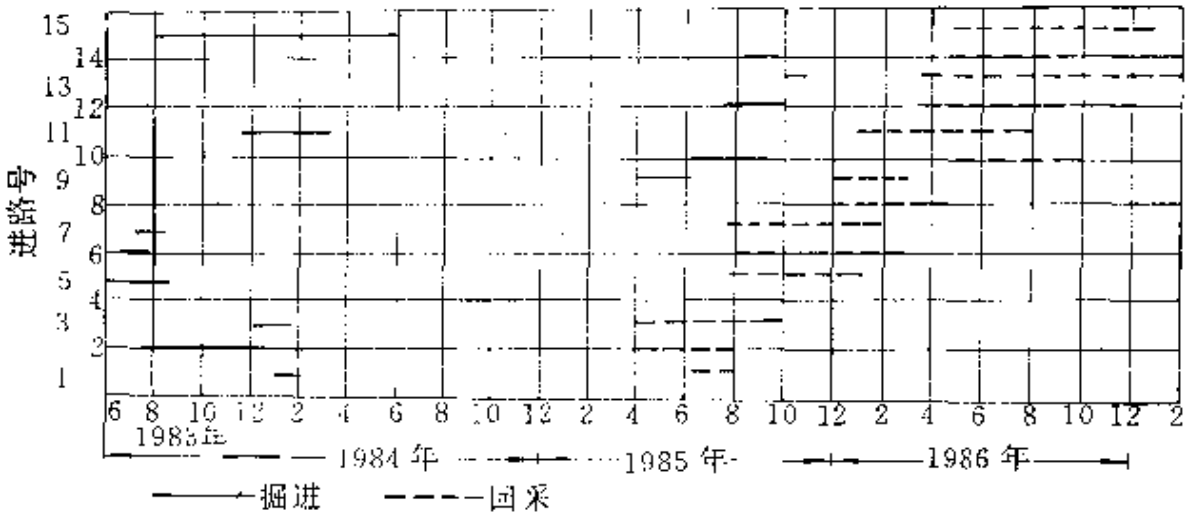


图 4-2 以矿块为单元时各进路的生产进程
（260m 分段 2# 联络巷道的实际情况）

250m 分段 1# 联络巷道上各条进路的生产周期如图 4-3 所示。由图看出，自实施以进路为单元组织生产（从 6# 进路开始）之后，准备与回采的中断时间大大减少。

从两种回采方式中选出具有代表性的两条进路，画出它们生产进程的时空关系图（图 4-4）。从图中看出，以进路为回采单元的进路生产周期缩短很多。以 50m 长的进路为例，由 17 个月减至 12 个月。

250m 分段 6# 进路（图 4-3）的掘进与支护都是较好的，只因掘进后中断 6 个月才开始回采，在采场地压作用下，除前端冒落 10m 外，进路变形严重，喷层脱落，进行二次支护，回采期间底板下挖 3 次，累计底鼓量达 0.8～1.0m 之大。

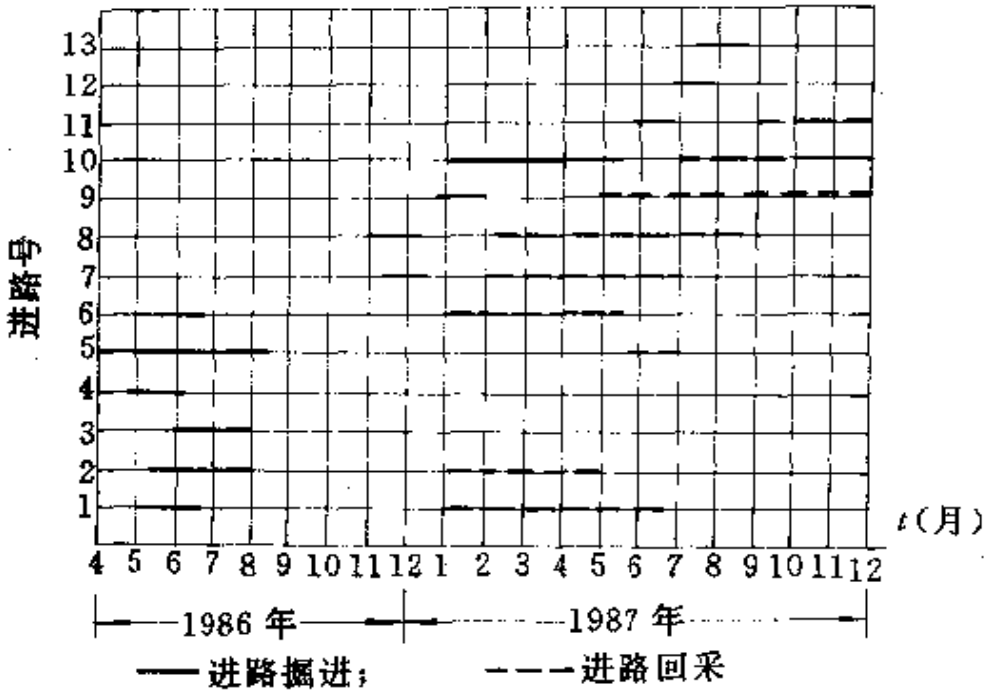


图 4-3　250m 分段 1# 联络巷道各条进路生产进程

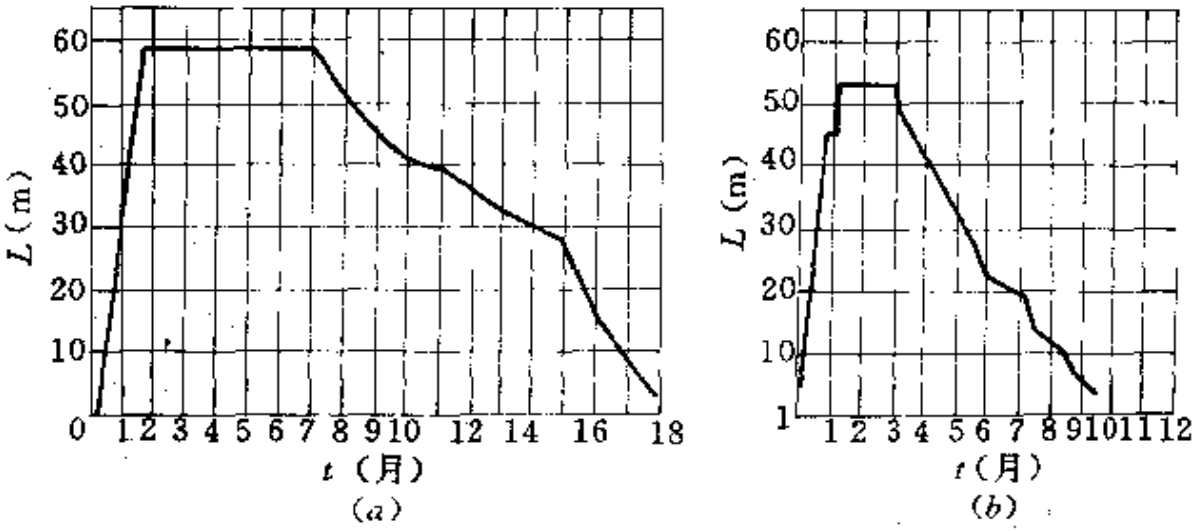


图 4-4　两种回采方式进路生产进程的时空关系

(a) —260m 分段 204 采场 14# 进路；

(b) —250m 分段 1# 联络巷道 8# 进路

由上面实际情况看出，在强化进路生产（掘进与回采）的同时，力求进路的掘进与回采工作紧密衔接，缩短进路的生产周期，这是以进路为单元组织生产的基本要求，也是它的一个基本特点，这对防止进路破坏保证进路稳固性极为重要。

4.2.4 同时回采进路形成阶梯状工作面

以采场为单元组织生产时，采场间衔接虽有搭接，但大体上是一个采场一个采场的投入与结束回采，回采工作面推进形式如图 4-5 所示。这种回采方式，由于相邻采场回采滞后距离过大，边界进路在前一采场回采时就处于应力集中区承受很大压力，经常不等前一采场回采完毕就发生破坏。

图 4-5 中 201 采场采到 24m 时，202 采场边界 4# 进路开始冒落，202 采场推进到 30m 时 203 采场边界 8# 进路开始冒落。同样 204 采场也发生类似情况。

边界进路破坏后，压力就向内部移动，引起相邻进路受压加大。若回采不及时连续遭到破坏，甚至造成更大的冒落（图 4-1，203 采场 8#、9#、10# 进路）。

对回采工作面形式问题，当前流行一种说法，认为同时回采进路工作面齐头并进，可以减少矿岩接触面积，因此放矿时可以减少岩石混入量降低矿石贫化率。无底柱分段崩落法进入正常回采时放矿前矿岩界面情况如图 4-6 所示，上分段的脊部残留已埋没于覆岩中，本分段的矿石虽然是连接在一起的，但由于高度小，相邻进路放矿移动范围已失去叠加的可能性，并且在相邻进路之间还要残留一条矿石脊。由此可知，相邻进路齐头并进与阶梯状推进，对矿石回收没有任何差异，上述的传说是没有根据的。

改用以进路为回采单元之后，每条进路掘完立即投入凿岩落矿，相邻进路形成阶梯状工作面。同时生产的进路条数取决于矿石产量要求。250m 分段 1# 联络巷道 2 台装岩机同时出矿，每台装岩机负担 2 条进路的回采，即同时回采 4 条进路。实际回采作业线推进形式如图 4-7 所示。

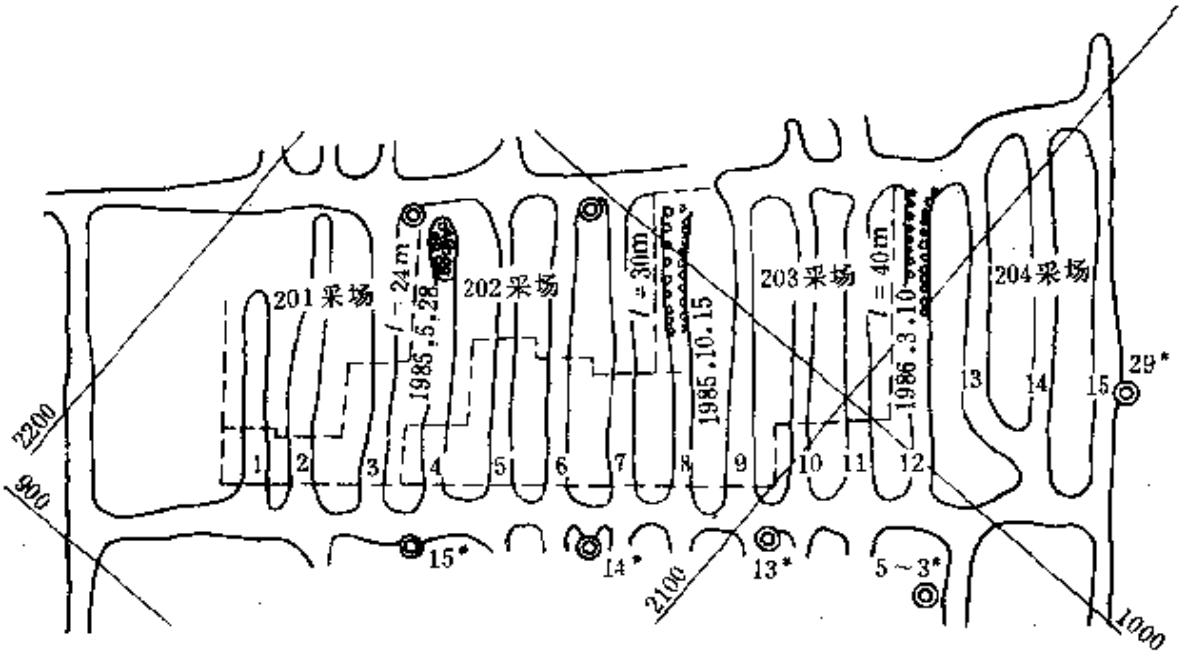


图 4-5　以采场为单元时回采工作面推进形式

（260m 分段 2#联络巷道回采工作面）

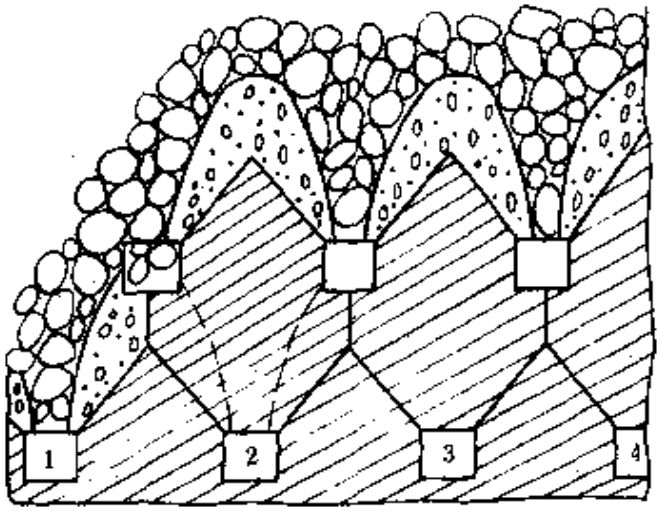


图 4-6　回采进路放矿前矿岩界面情况

由图 4-7 可见，6～13#进路回采，基本上保持着阶梯状回采工作面。使每条进路一小段一小段的进入应力集中区，受压进路长度小和作用时间短，不容易遭到破坏。同时采场工作面压力均匀

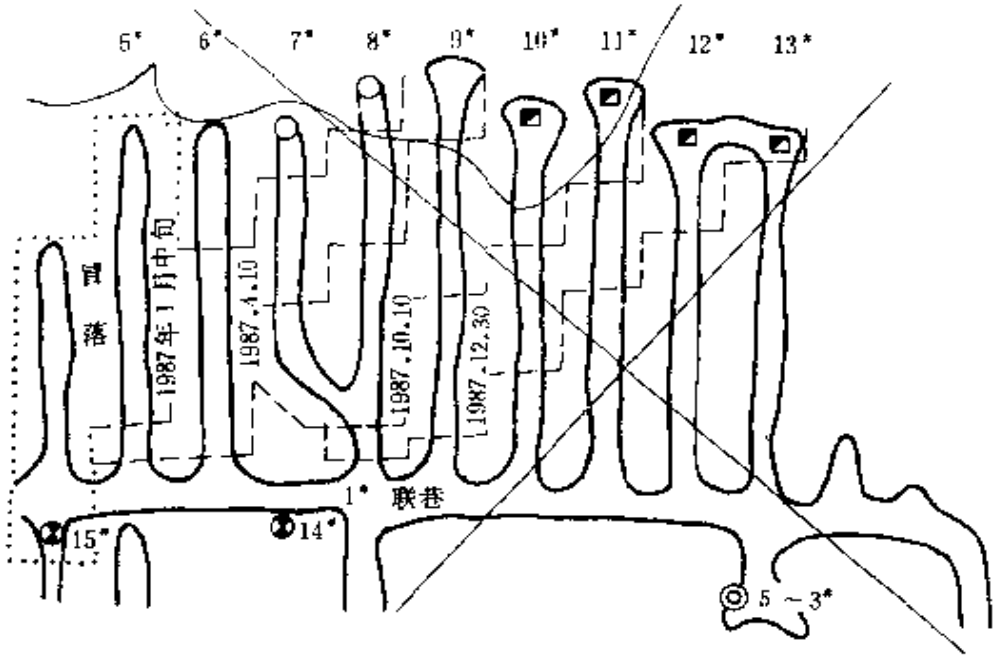


图 4-7　以进路为单元时回采工作面推进形式

（250m 分段 1″联络巷道 6～13″进路）

分散到每条进路出露段上，改变了原来采场受压不均，应力集中在边界进路的状态，从而保证了进路的稳固性。

阶梯状工作面形成之后，从进路喷锚网支护的变形和破坏，可以明显看出采场地压活动及其有规律转移情况。实践表明，阶梯状回采工作面是控制采场地压活动的有力措施，实施以进路为单元回采方式后的一年半内回采进路没有发生较大冒顶现象，采矿生产一直处于正常状态。

4.2.5　改变凿岩方式，施行分段凿岩

以采场为单元时，常常是采场全部进路连续进行凿岩，凿完炮孔后的采场可升级为备采矿量，等待回采。由于凿岩过早，等到采场落矿时，很多炮孔产生变形、错位、掉碴堵孔。这给装药爆破带来困难，落矿后常常出现悬顶和隔墙，降低矿石回收指标，同时有害于安全。此外，由于凿岩后的进路未能及时回采产生冒落，也损失了大量炮孔。图 4-8 是 250m 分段 203 采场，已全部凿

岩完毕，进路在等待回采时就产生了冒落，冒落损失炮孔 25%。

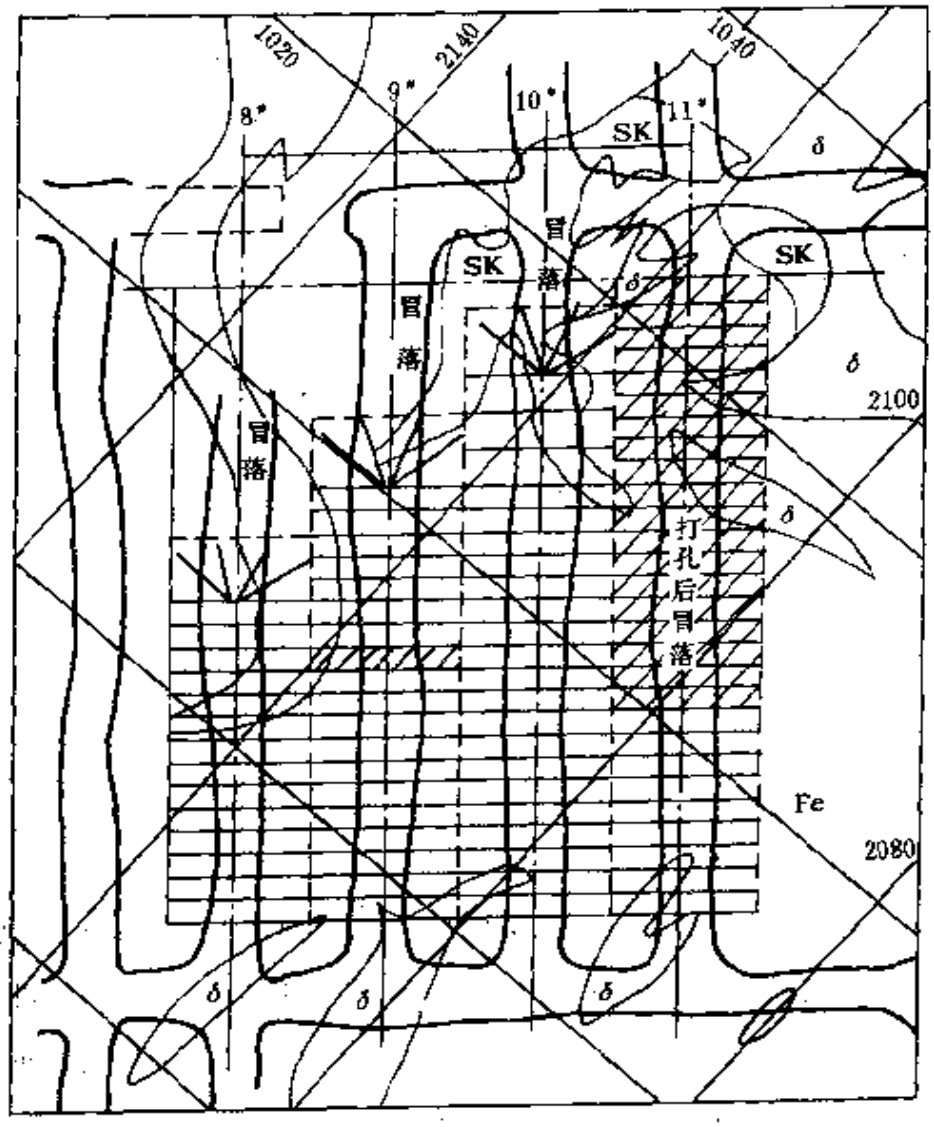


图 4-8　203 采场炮孔布置以及因进路冒落损失炮孔情况

总结过去情况，针对上述问题提出每条进路分两次钻凿炮孔，每次钻凿 10～15 排。实践表明这项技术措施是成功的，大大提高了炮孔有效利用率与爆破效果，未出现过严重悬顶与隔墙现象，每条进路出现轻微悬顶与隔墙现象平均少于 1 排次；同时减少了矿石大块率，从原来每班出矿平均至少崩 2 次大块，每班仅崩 0～1 次大块，减少了二次破碎作业时间，改善了作业条件，同时提高

了出矿效率。

4.2.6 出矿改用装岩机，缩小进路断面尺寸

实施以进路为单元回采方式之后，采场出矿设备全部改为ZC-26型装岩机，对比ZYQ-14型装运机出矿，在玉石洼铁矿具体条件下取得下列效果：

(1)进路开掘断面由3.2×3.1m²减少到2.8×2.8m²，增大了进路间矿柱尺寸，有利于进路的稳固性。

(2)简化了进路的准备工艺，省去了撤轨道和铺设路面工作，减少进路准备时间15～20天。

(3)节约出矿成本。装运机出矿时消耗备品备件多，动力费用高，还要求用混凝土铺设路面等。据估算装运机出矿成本为3.64元/t，装岩机出矿成本为3.29元/t。

(4)关于出矿设备生产能力问题，按工作班计算，装运机为75～78t/台班，装岩机为69.6t/台班。但装运机的机械事故多，维修量大，开动率低。而装岩机坚固耐用，开动率高。故按设备年生产能力统计，装岩机为55.4kt/台年（1987年），装运机为51.8kt/台年（1981～1984年资料），装岩机并不低于装运机。

总之，在玉石洼铁矿矿石产量不大的情况下，将装运机改为装岩机装矿配以小型电机车运矿还是合适的。

4.2.7 改善切割工作

实施以进路为单元和有效的支护，保证了进路的稳固性，使得有可能在进路末端开掘切割巷道（切割平巷与切割天井），改善切割工作（图4-9(a)）。

尽管切割工作还不够理想，尚未形成完整的切割立槽，但对比过去有了很大改进，过去以采场为单元时，进路端部经常遭到破坏，产生冒落，只能采用多排孔压顶方法完成切割（图4-9(b)）。

4.2.8 技术经济指标

自实施以进路为单元的回采方式以为适应该回采方式要求而

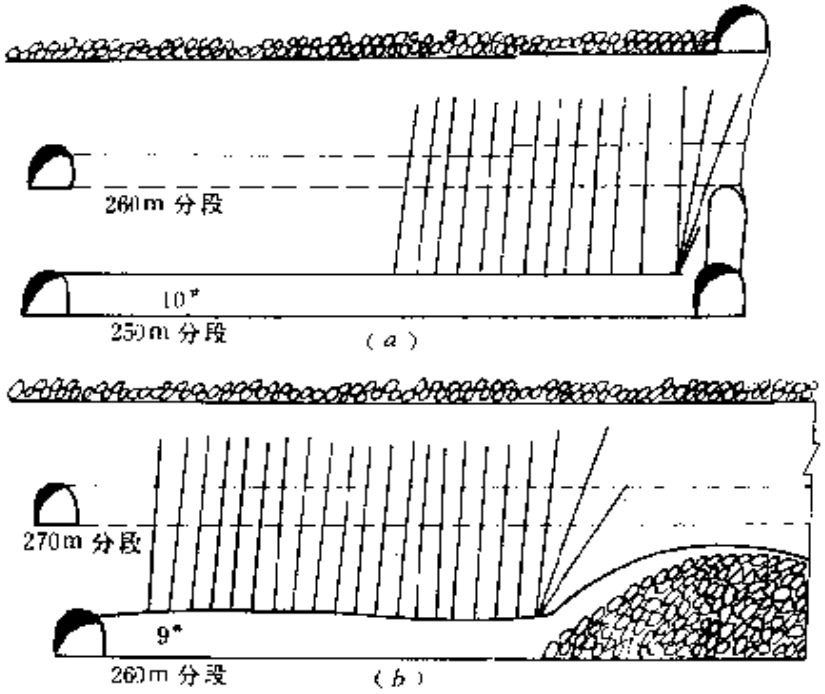


图 4-9　两种回采方式的切割情况

(*a*)—250m 分段 10# 进路切割情况；

(*b*)—260m 分段 9# 进路切割情况

采取各种技术措施后，无底柱分段崩落法采场的生产一直是正常的，有效地控制了采场地压活动，基本上保证了回采进路的稳固性。除了充分回收本分段矿石之外，还回收了大量上面分段已报销损失的工业矿量。以进路为单元回采方式的进路生产能力提高到 3.07kt/月，比以采场为单元回采方式提高 27%。此外采场安全条件也大有改善。自 1977 年到 1986 年，全矿重伤与死亡事故中，由于井下片帮冒顶所造成的事故比值最大（34.7%），可见解决回采巷道破坏问题，对防止发生安全事故极为重要。在 3 年的技术攻关期间未有发生死亡事故，安全情况大有好转，这与采用的各项技术措施防止巷道破坏是分不开的。

实施以进路为单元组织生产的这一新的回采方式之后，玉石洼采矿生产多年的被动局面得以扭转，各项指标得到改善（见表 4-2），这表明以进路为单元回采是该矿采矿方法的一大成功改革。

表 4-2　250m 分段 1#联巷 6～13#进路生产情况

项目 \ 进路号	6	7	8	9	10	11	12	13
地质储量（kt）	8.55	10.8	12.255	11.744	13.591	11.292	9.195	9.446
地质品位（%）	40.09	40.09	40.09	37.21	37.21	44.48	44.48	39.16
掘进时间（月）	1.5	1.0	1.0	1.0	4.3	1.0	1.0	1.2
回采时间（月）	4.5	4.5	7.0	8.0①	8.2①	5.8①	4.8①	2.0①
采场号	102			103				104
已采矿石量（kt）	40.163			89.599				11.063
采出矿石品位(%)	33.258			34.46				33.43
矿石回收率（%）	103.87			284.32				283.80
矿石贫化率（%）	18.265			11.68				14.63
平均生产能力（kt/月）	2.51	2.51	2.51	3.22	3.22	3.22	3.22	5.53
支护方法	喷锚网	喷锚网	锚喷网	锚喷网	锚喷网	锚喷网	锚喷网	锚喷网
二次支护方法	局部素喷	局部素喷	局部素喷	—	—	—	—	—
凿岩与落矿关系	深孔打一排放一排	一次打完孔。局部二次补孔	二次凿岩深孔 6 排中深孔 19 排	凿 15 排中深孔后落矿	凿半条进路落矿	凿半条进路落矿	凿半条进路落矿	凿半条进路落矿
使用期间完好情况	局部冒顶片帮 0.4m 喷浆支护后通过采矿	局部冒顶 1.8 m 高，造成悬顶一非炮孔	15m 长一段冒 0.2～0.8m 深，处理后正常采矿	局部轻微片落	良好	良好	良好	良好

①尚在回采中。

我国采用无底柱分段崩落法矿山中，矿岩软破不稳定以及生产中出现的问题与玉石洼铁矿类似的矿山为数不少。以进路为单元组织生产的经验是很有价值的。

“以进路为单元”是相对于原来使用的“以采场为单元”而言的，由上面对比资料可知，两种回采方式是有原则差异的，所得结果也大不一样。同时“以进路为单元”用词也能表达出该种回采方式的基本特征，故给玉石洼铁矿采矿方法单独立名“以进路为单元，组织生产的无底柱分段崩落法”。

4.3 下盘岩石中设回收进路区无底柱分段崩落法

——玉石洼铁矿扩大无底柱分段崩落法使用范围的经验

玉石洼铁矿当矿体铅直厚度大于 30m 使用无底柱分段崩落法开采，小于 30m 时使用底板漏斗的有底柱崩落法开采。但有底柱崩落法由于矿岩软破，加之矿体形态变化大，施工困难，同时底部出矿巷道和凿岩巷道破坏严重，造成大量矿石损失。

玉石洼铁矿与东北大学合作，将无底柱分段崩落法扩大应用于厚度小于 30m 的矿体中，为了减少矿石损失，在矿体底板岩石中设回收进路，同时为了解决回收进路放矿的岩石混入问题，采取了各种有效措施取得较好的效果。

本节介绍玉石洼铁矿这项扩大无底柱分段崩落法应用范围的经验，并依据采矿方法结构的特点，立名为下盘（底板）岩石中设回收进路的无底柱分段崩落法。

用无底柱分段崩落法开采缓倾斜与倾斜厚矿体时，穿脉布置进路，由于下盘倾角不足，为了减少矿石损失，经常将进路开进下盘岩石中进行回采。就实质讲这与在下盘岩石中设回收进路是一样的，故纳入本节分析研究。

本节内容是根据参考文献 [47]、[48]、[49]、[50] 编写的。

4.3.1 无底柱分段崩落法的下盘矿石损失

无底柱分段崩落法与其它崩落法一样，其基本特别是在覆岩下放矿。崩落矿岩靠自重下移，下移空间条件不同，矿石损失贫化，特别是矿石损失将有很大差异。

下移空间条件中主要是下盘面倾角（α）。如图 4-10 所示，下盘残留矿量主要取决于 α，α 愈缓损失数量愈大。下盘矿石损失高度 H_s 经常达到分段高度的两倍，损失的矿石中除了未崩的分间矿石之外，还有上分段两进路间的脊部残留。

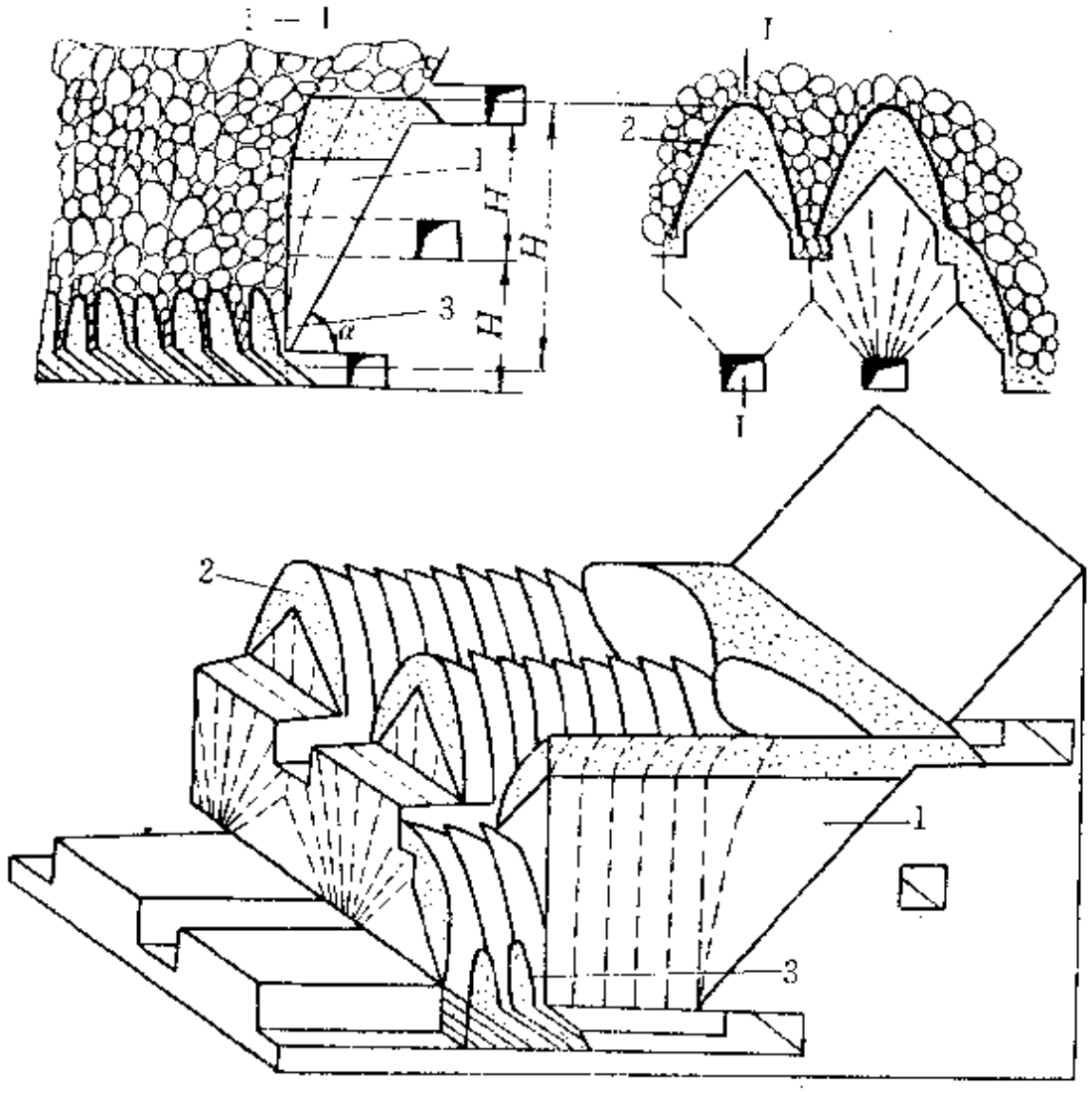


图 4-10　无底柱分段崩落法下盘矿石损失形态示意图

1—未崩落的分间矿石；2　上分段的脊部残留矿石；3—本分段的端部残留

下盘损失矿石量可按图 4-11 所示情况估算。

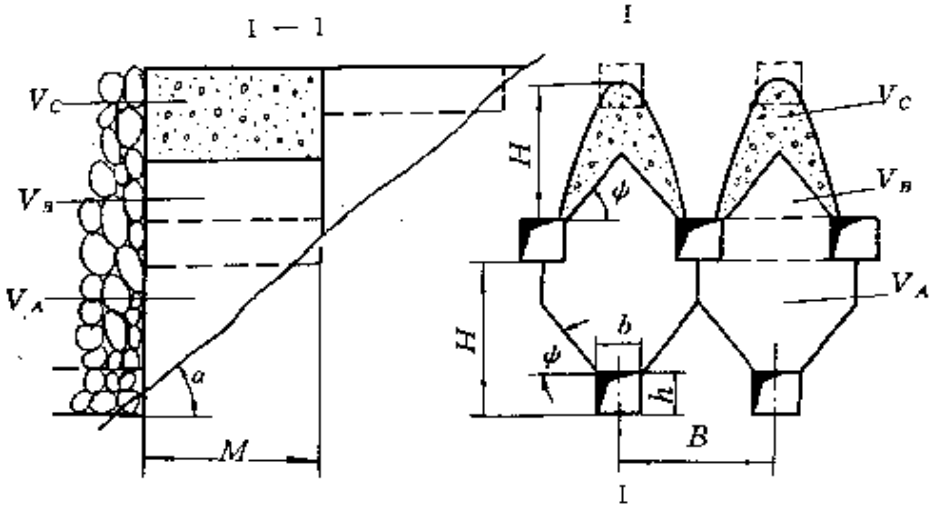


图 4-11　下盘残留数量估算方法

下盘损失大概可分为 V_A、V_B、V_C 三部分：

V_A 为上分段进路底板水平以下的未崩矿石体积（m^3）：

$$V_A = \frac{H_2 B}{2\mathrm{tg}\alpha} \tag{4-1}$$

式中符号意义见图 4-11。

V_B 为进路底板水平以上的未崩矿石体积（m^3）：

$$V_B = M(B-b)h + \frac{M(B-b)^2\mathrm{tg}\varphi}{4}$$

$$= \frac{H(B-b)}{\mathrm{tg}\alpha}\left[h + \frac{(B-b)\mathrm{tg}\varphi}{4}\right] \tag{4-2}$$

V_C 为上分段的脊部残留体积(m^3)，将脊部残留体剖面作近似抛物面估算，得

$$V_C = \frac{1}{K_s}\left[\frac{4H^2(B-b-1)}{3\mathrm{tg}\alpha} - \frac{H(B-b)^2\mathrm{tg}\varphi}{4\mathrm{tg}\alpha}\right] \tag{4-3}$$

下盘矿石损失总体积：

$$V = V_A + V_B + V_C$$

$$= \frac{H^2 B}{2\mathrm{tg}\alpha} + \frac{H(B-b)h}{\mathrm{tg}\alpha} + \frac{1}{K_s}\left[\frac{4H^2(B-b+1)}{3\mathrm{tg}\alpha}\right]$$

$$+\frac{H(B-b)^2\mathrm{tg}\varphi}{4\mathrm{tg}\alpha}\left(1-\frac{1}{K_s}\right) \tag{4-4}$$

式中 K_s—— 松散系数，取 $K_s = 1.25 \sim 1.3$。

当取 $H = B, h = b = 3\mathrm{m}, \varphi = 55°, K_s = 1.3$ 时，得

$$V = \frac{0.5H^3}{\mathrm{tg}\alpha} + \frac{3H(H-3)}{\mathrm{tg}\alpha} + \frac{0.51H^2(H-2)}{\mathrm{tg}\alpha} + \frac{0.08H(H-3)^2}{\mathrm{tg}\alpha} \tag{4-5}$$

当取 $H = B = 10\mathrm{m}$ 时，得

$$V_{(H=B=10)} = \frac{1157}{\mathrm{tg}\alpha} \tag{4-6}$$

当取 $H = B = 7\mathrm{m}$ 时

$$V = \frac{389}{\mathrm{tg}\alpha} \tag{4-7}$$

将（4-6）式和（4-7）式画成曲线如图 4-12 所示，可以明显看出下盘矿石损失矿石量同矿体倾角（α）和结构参数（H、B）的关系。

玉石洼铁矿的条件是，$H = B = 10\mathrm{m}, h = b = 3\mathrm{m}, \varphi 55°, \alpha = 20° \sim 30°$。在这种条件下若不开掘下盘岩石，每个分段上每条进路的下盘矿石损失为 2004～3179m³。

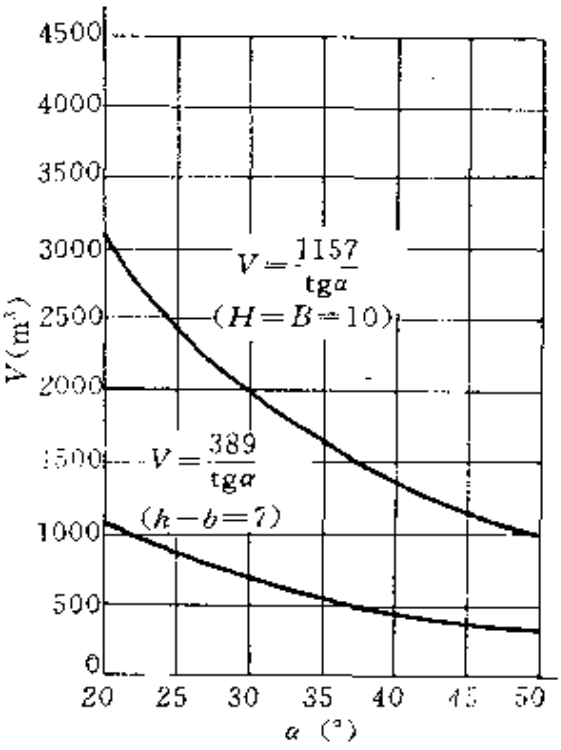
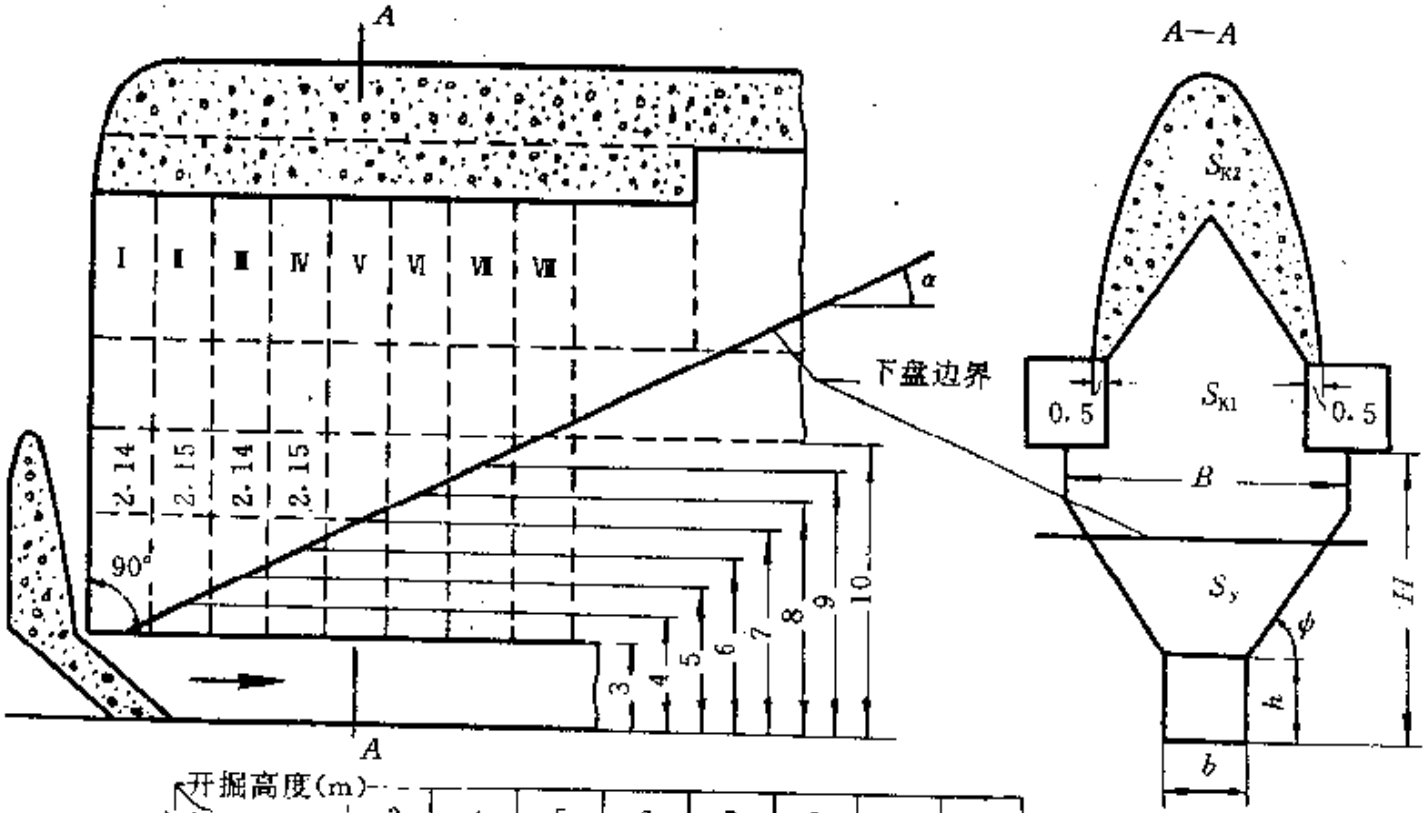


图 4-12 下盘矿石损失量同结构参数（H、B）和下盘倾角的关系曲线

4.3.2 减少下盘矿石损失的技术措施

由上面分析可知，当下盘倾角较小时，下盘矿石损失数量是很大的，必须采取技术措施，以减少下盘矿石损失。

最常用的技术措施是开掘下盘岩石。下盘岩石开掘方法如图 4-13 所示，将进路开进下盘岩石，回采工作仍按正常方法向下盘侧推进。出矿时，首先放出纯岩石，放出一定数量之后，放出岩矿混合物，再接着放出纯矿石，纯矿石之后有覆岩混入，放出贫化



开掘高度(m) 矿岩面积(m^2)	3	4	5	6	7	8	9	10
S_{K1}	91	87.06	81.74	75.02	66.90	58.43	46.84	36.84
S_y	0	3.94	9.26	15.98	24.10	32.57	44.16	54.16

图 4-13　崩落的矿石量与岩石量估算

$\alpha=25°$，$H=B=10m$，$h=b=3m$，$\varphi=55°$

立面（90°）扇形孔崩矿，崩矿步距

$L=2.14\sim2.15m$

矿石，放出矿石品位随放出量增大而下降，一直下降到截止品位时停止放矿。继续推进，推进到规定的岩石层高度（或岩石中进路长度）停采。

根据岩石开掘高度，算出每个步距中崩落的矿石量与岩石量。可以用作图法算出每个步距中间剖面上的矿岩面积，再按面积计算体积（或矿岩重量），计算结果列于表 4-3。为了便于看出岩石开掘高度（或岩石进路长度）与崩落矿岩量关系，以及崩落的矿石与岩石之间的消长关系，绘出图 4-14。

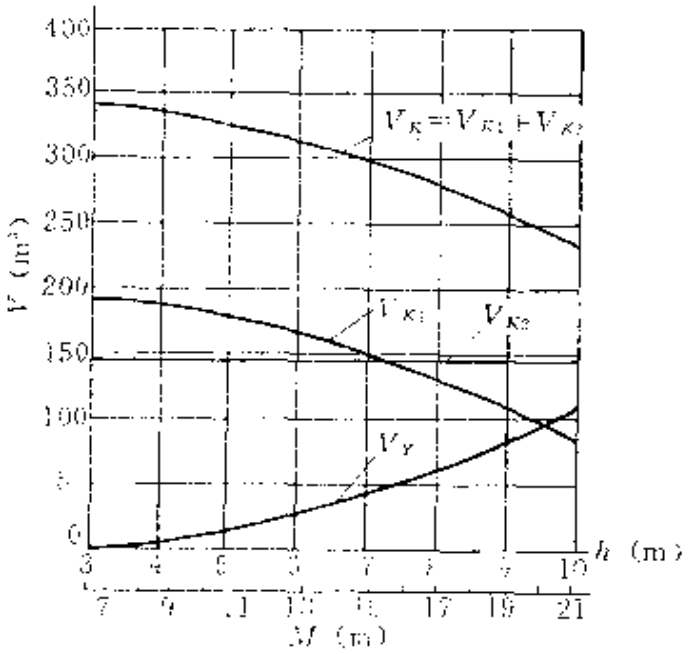


图 4-14　下盘岩石开掘高度（或岩石开掘长度）与崩落矿岩量的关系

上面计算的矿石数量与岩石数量是指每个步距崩下的数量。崩下的矿岩量与每个步距放出的矿岩量有关系，但就数量讲，无论是两者的绝对数量与相对数量都不会是一致的。因为崩下的岩石量不会被全部放出，同时在混入的岩石中有一部分来自端面与顶面的覆岩。放出的矿石还有上分段的脊部残留。

表 4-3　开掘高度与崩落矿岩量关系($\alpha=20°$)

开掘岩石高度 h(m)		3	4	5	6	7	8	9	10	11
开掘岩石长度 m(m)		6.43	8.58	10.72	12.87	15.01	17.16	19.30	21.45	23.59
岩石量 V_y	m^3	0	7.96	18.83	32.90	49.65	69.88	90.97	112.90	127.35
	t	0	21.88	51.79	90.46	136.53	192.16	250.17	310.[illegible]	350.22
矿石量 V_{K1}	m^3	194.74	187.70	175.91	162.76	145.09	125.78	103.77	82.75	67.39
	t	697.1	671.95	629.75	582.66	519.43	450.27	371.49	296.26	241.25
脊部残留矿石量 V_{K2}	m^3	146.75	147.44	146.75	147.44	146.75	147.44	146.75	147.44	146.75
	t	525.37	527.84	525.37	527.84	525.37	527.84	525.37	527.84	525.37
矿石总量 V_K	m^3	341.49	335.14	322.66	310.20	291.84	273.22	250.52	230.19	214.14
	t	1222.54	1199.79	1155.12	1110.50	1044.80	978.13	898.6	824.08	766.62
矿岩总量 V_{Ky}	m^3	341.49	343.10	341.49	343.10	341.49	343.10	341.49	343.10	341.49
	t	1222.54	1221.67	1206.91	1200.91	1181.33	1170.29	1147.03	1134.55	1116.84
岩石与矿岩总量比率(%)	按 m^3 计	0	2.32	5.51	9.59	14.54	20.37	26.64	32.91	37.29
	按 t 计	0	1.79	4.29	7.53	11.56	16.42	21.81	27.37	31.36

表 4-4　下盘岩石开掘高度与放出矿岩量关系

岩石开掘高度（m）		3	4	5	6	7	8	9	10	11
放出量（t）	矿石 Q_K	565.04	576.90	517.62	500.85	523.61	471.08	422.72	374.15	270.02
	岩石 Q_y	113.12	117.96	114.77	153.05	200.72	206.58	237.50	268.78	306.00
	矿岩总量 Q_{ky}	678.16	694.86	632.39	653.90	724.33	677.66	660.22	642.93	576.02
矿石回采率（%）	按分间崩矿计	81.05	84.19	80.05	83.02	96.32	97.67	104.83	116.17	111.93
	按分间一脊部残留计	46.22	47.36	44.17	44.28	48.98	46.63	45.52	44.02	35.22
岩石混入率 Y（%）		16.68	16.98	18.15	23.41	27.71	30.48	35.97	41.81	53.12
①体积岩石混入率 Y_v（%）		20.67	21.03	22.40	28.46	33.29	36.34	42.24	48.33	59.60
②采出矿石品位 C_c（%）		36.44	36.31	35.80	33.50	31.62	30.41	28.01	25.45	20.51
放出矿石中金属含量 $Q_{ky}C_C$（t）		247.12	252.30	226.40	219.06	229.03	206.08	184.93	163.63	118.14
选矿金属回收率（%）		90.89	90.81	90.50	88.99	87.59	86.60	84.39	81.56	74.10
有效金属回收量（t）		244.61	229.11	204.89	194.94	200.61	178.47	156.06	133.46	87.54

每个步距放出的矿石数量与岩石数量，用无底柱分段崩落法放矿理论估算比较复杂。可以用计算机放矿仿真方法或物理模拟（放矿模型）方法确定。表 4-4 中数值是根据模型实验得出的，并按表中数值绘出图 4-15，可以更为直观的看出下盘岩石开掘高度（或长度）与放出矿岩量的关系。

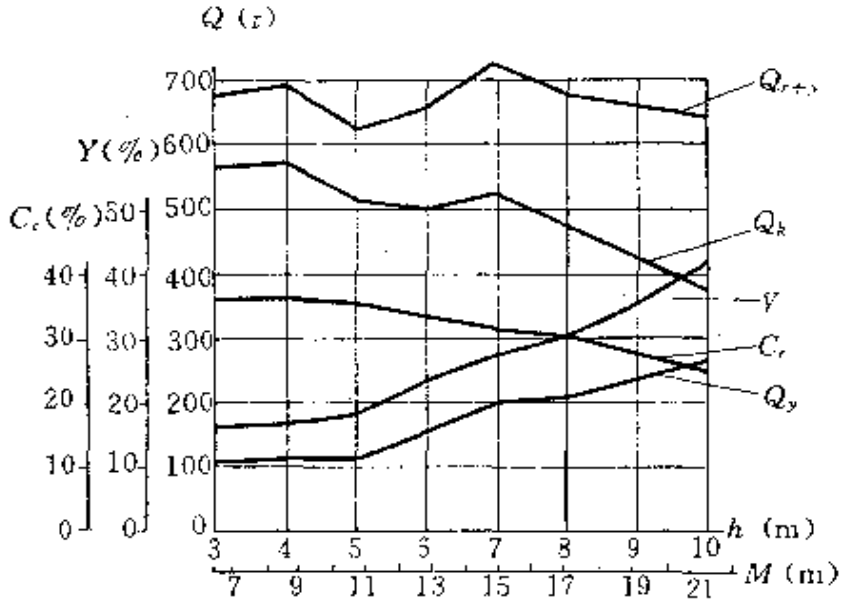


图 4-15　下盘岩石开掘高度（或长度）与放出矿岩量的关系

Q_k—放出矿石量；Q_y—放出岩石量；Q_{k+y}—放出矿岩量；

C_r—放出矿石品位；Y—岩石混入率

4.3.3　最佳开掘高度的确定方法

从表 4-4 和图 4-15 看出，在截止品位为 20%的情况下，每个步距放出的矿岩总量与岩石开掘高度的关系不大，不同的开掘高度的放出矿岩总量变化范围不大。但就放出的矿石量讲，随开掘高度的增大而减少。因此，矿石贫化率随开掘高度增大而增大。故放出矿石品位随之下降。

每个步距的崩矿与进路掘进费用可取定值。而出矿、地下运输、斜井提升和选矿等总费用，取决于放出的矿石量。每吨放出矿石分摊的费用，当矿石量变化范围不大时，亦可取为定值，将各个工艺过程的单位矿石费用平均值相加即可得出。

放出矿石经选矿加工后卖出精矿所得的总收入值，取决于放出矿石量（Q_c）与放出矿石品位（C_c）。Q_cC_c 为采出矿石中的金属含量，若再乘以与放出矿石品位相适应的选矿金属回收率，得出有效金属量，即为进入精矿中的金属量。有效金属量指标比矿石回收量指标和矿石中金属回收量指标更为实际些。有效金属量随着岩石开掘高度增大而减少。

由此可见，一定存在一个经济上最佳的岩石开掘高度。结合玉石洼铁矿条件（选矿厂生产能力大于采矿生产能力），应以最大盈利总额为经济上的最佳准则，即

$$R = (S - F) \rightarrow \max \tag{4-8}$$

式中 R——盈利总额；

S——放出矿石送入选矿厂经选矿加工成精矿卖出的总收入

$$S = \frac{Q_cC_cH_zM_j}{C_j} \tag{4-9}$$

H_z——选矿金属回收率

$$H_z = \frac{C_j(C_c - C_w)}{C_c(C_j - C_w)} \tag{4-10}$$

C_c——采出矿石品位；

C_j——精矿品位；

C_w——尾矿品位；

Q_c——放出矿石量；

M_j——精矿卖价；

F——支出的总费用，其中包括开掘进路、崩矿、出矿、地下运输、斜井提升和选矿及其它等项费用（详见表 4-5）。

盈利总额 R 可以按开掘下盘岩石总量计算，亦可按步距分别计算。按开掘总量计算时，所得结果列于表 4-5，根据表中数值绘出图 4-16。

由图 4-16 得出最佳开掘高度为 10.2m，或最佳开掘长度（α=

表 4-5 盈利总额计算表

开掘高度（m）			3	4	5	6	7	8	9	10	11
开掘长度（α=25°）（m）			6.43	8.58	10.72	12.87	15.01	17.16	19.30	21.45	23.59
放出矿量 Q_c，（t）			678.16	694.86	632.39	653.90	724.33	677.66	660.22	642.93	576.02
放出矿石品位 C_c（%）			36.44	36.31	35.80	33.50	31.62	30.41	28.01	25.45	20.51
矿石产值元	当次的 $S_i=\frac{Q_cC_cH_xM_j}{C_j}$		28376	28947	25886	24629	25346	22548	19715	16860	11102
	累加的 $S=\sum_{i=1}^{n}S_i$		28376	57323	83209	107838	133184	155731	175446	192306	203407
开掘巷道费用 1465.78 元/m		当次	3137	3151	3137	3151	3137	3151	3137	3151	3137
		累加	3137	6288	9425	12576	15713	18865	22001	25153	28290
崩矿费用 2.76 元/t		当次	2069	2079	2069	2079	2069	2079	2069	2079	2069
		累加	2069	4148	6218	8297	10366	12445	14514	16593	18663
采场运搬 3.35 元/t		当次	2272	2328	2119	2191	2427	2270	2212	2154	1930
		累加	2272	4600	6718	6909	11335	13605	15817	17971	19901

续表 4-5

开掘高度（m）		3	4	5	6	7	8	9	10	11
地下运输 1.12 元/t	当次	760	778	708	732	811	759	739	720	645
	累加	760	1538	2246	2978	3790	4549	5288	6008	6653
皮带运转 1.03 元/t	当次	699	716	651	674	746	698	680	662	593
	累加	699	1414	2066	2739	3485	4183	4863	5525	6119
选矿费用 5.01 元/t	当次	3398	3481	3168	3276	3629	3395	3308	3221	2886
	累加	3398	6879	10047	13323	16952	20347	23655	26876	29762
其他费用 6.00 元/t	当次	4069	4169	3794	3923	4316	4066	3961	3858	3456
	累加	4069	8238	12032	15956	20302	24368	28329	32187	35643
总费用（元）	当次	16403	16703	15647	16026	17165	16419	16106	15845	14716
	累加	16403	33105	48752	64778	81943	98362	114468	130313	145029
总盈利（元）	当次	11974	12244	10239	8602	8181	6129	3609	1014	−3615
	累加	11974	24218	34457	43059	51241	57370	60979	61993	58378

注：(1) 所有经济指标是按玉石洼铁矿 1985 年 1～10 月份的平均值计算的。

(2) 精矿品位为 66.79%，精矿售价 M_j=84.98 元/t，选矿平均成本 59.37 元/t 精矿。

(3) 其它费用包括维简、机修、汽车队、车间经费及副井提升费用摊销额共计 9.66 元/t。分摊给崩矿以后的费用为 6.0 元/t。

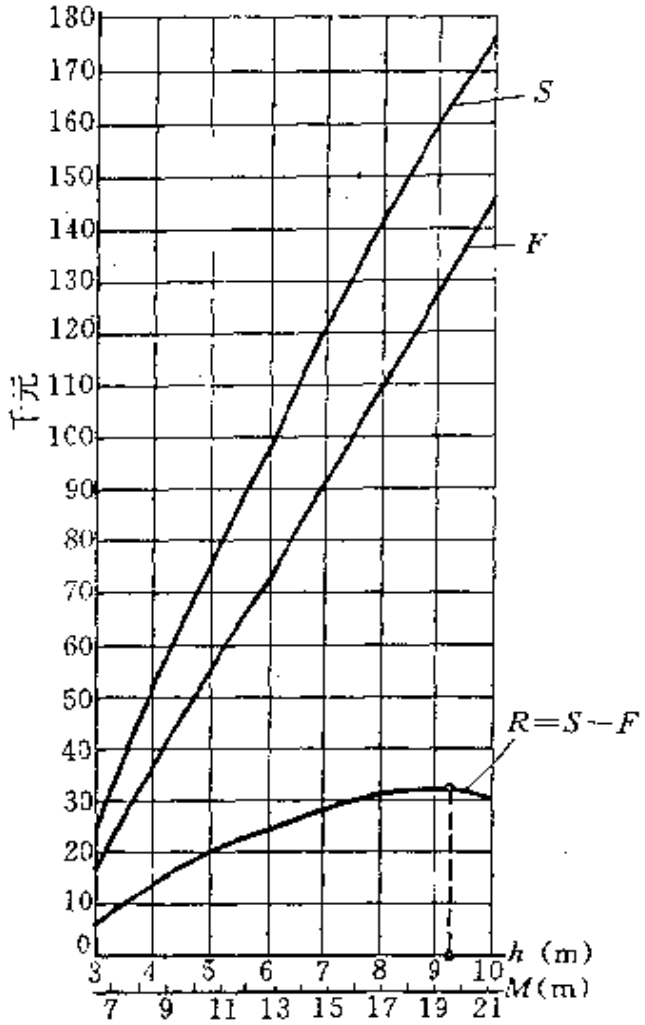


图 4-16　下盘岩石最佳开掘高度的确定方法（一）

25°）为 21.9m。

按步距计算时，以回采步距为单元，分别计算出各个步距的矿石产值、采选费用及盈利额，进而找出符合最大盈利额的最佳开掘高度或长度。按表 4-5 中所列数据，绘出图 4-17。

由图 4-17 看出，A 点是收支平衡点（$S_0=F_0$）若不到 A 点停止开掘时，是在有利可得条件下停止开掘的，因此所得盈利不是最大的。反之，过了 A 点继续开掘时，将产生亏损，亦即将以前已经获得的盈利被亏损掉一部分，当然此时的盈利也不是最大的。由此可知，只有开掘到 A 点处所获得的盈利额才是最大的。

图 4-17 曲线 R_0 下面积为盈利总额，只有当 R_0 为零（即 $S_0=$

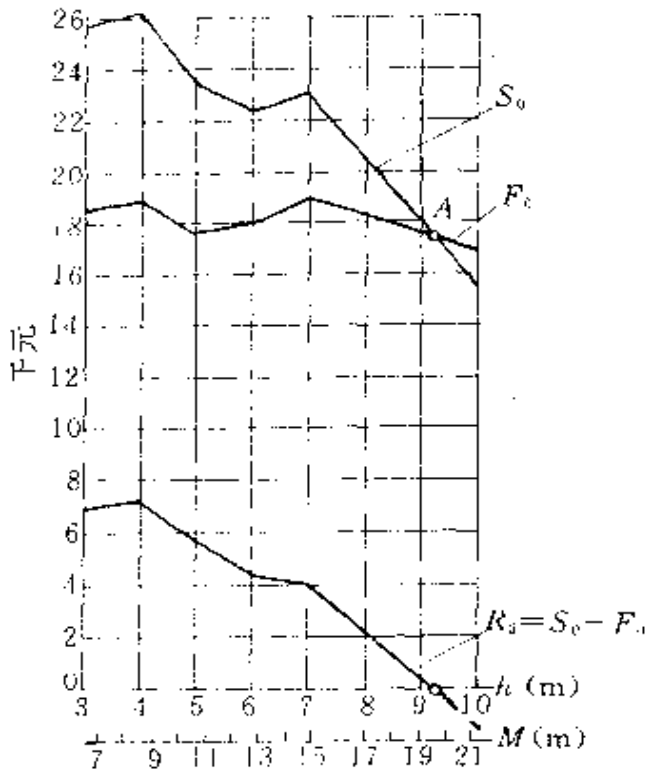


图 4-17　下盘岩石最佳开掘高度（或开掘长度）的确定方法（二）

F_0）时，曲线下面积才是最大的。由图 4-17 得出 $R_0=0$ 位置恰是开掘高 10.2m 处，与图 4-16$R\rightarrow$max 位置是一致的。

4.3.4　矿体下盘倾角不同时开掘下盘岩石的经济计算

矿体下盘倾角为 25°时开掘下盘岩石的经济计算如上所述。若当下盘倾角不同时，可利用上述 25°时开掘下盘岩石的经济计算结果。将表 4-5 中当次盈利额除当次的出矿步距长度，得出在单位长度内，盈利随岩石开掘高度的变化关系的折线（图 4-18）。

从图 4-18 可以直接读出，与下盘岩石开掘高度相对应的进路延伸单位长度的盈利额。由于在单位进路长度内，盈利额仅与开掘岩石高度有关，而与下盘倾角无关，所以可以利用图 4-18 对开掘长度作积分，求得在各种下盘倾角条件下，开掘下盘岩石获得的盈利额，示于表 4-6 和图 4-19。

有了各种下盘倾角条件下的岩石开掘高度与盈利额的关系，就不难确定出最佳的开掘高度（或岩石开掘长度）。

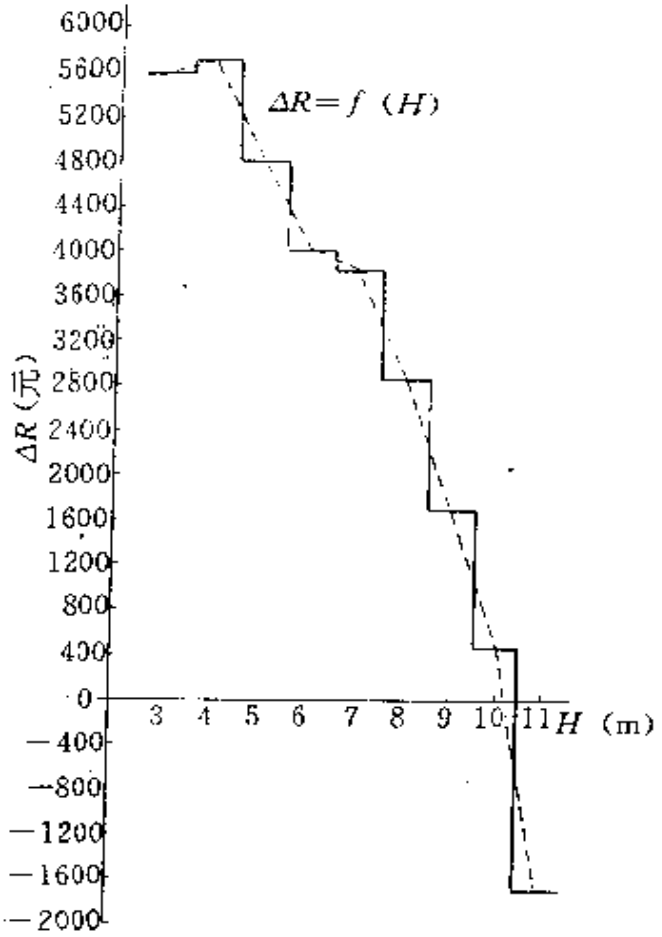


图 4-18　单位长度的盈利额与岩石开掘高度的关系

表 4-6　不同下盘倾角的岩石开掘高度与盈利额

岩石开掘高度 (m)	$\alpha=15°$		$\alpha=20°$		$\alpha=25°$		$\alpha=30°$	
	当次盈利（百元）	总盈利（百元）	当次盈利（百元）	总盈利（百元）	当次盈利（百元）	总盈利（百元）	当次盈利（百元）	总盈利（百元）
3	209.26	209.26	153.87	153.87	119.74	119.74	97.36	97.36
4	207.73	416.99	152.59	306.46	122.44	242.18	96.36	193.72
5	179.54	596.53	132.04	438.51	102.39	344.57	83.53	277.25
6	152.04	748.57	112.10	550.61	86.02	430.59	78.51	347.75
7	138.87	887.45	102.37	652.98	81.81	512.41	64.39	412.14
8	135.44	1022.89	77.45	730.43	61.29	573.70	48.91	461.05
9	62.73	1085.61	46.25	776.68	36.09	609.79	29.12	490.17
10	9.58	1095.19	9.56	786.24	10.14	619.93	6.14	496.31

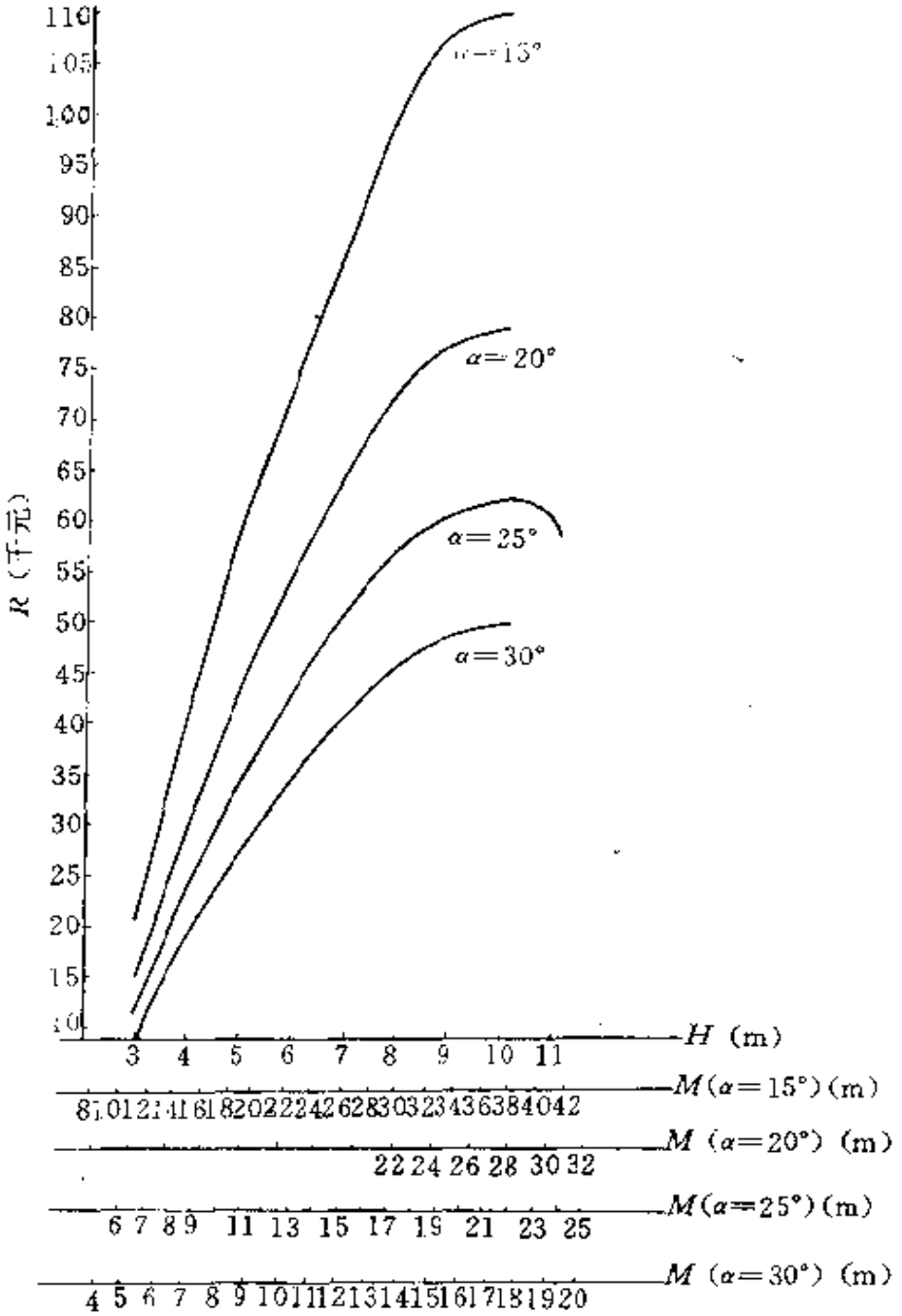


图 4-19　不同下盘倾角的总盈利额与开掘高度关系

4.3.5　下盘岩石中设回收进路的无底柱分段崩落法

——玉石洼铁矿扩大无底柱分段崩落法使用范围的经验

下盘岩石中设回收进路的无底柱分段崩落法，结构上的基本特点是在下盘岩石中设回收进路，开掘下盘岩石，以此回收上面

的矿石，减少矿石损失。与上面所讲的开掘下盘岩石，减少矿石损失办法，就方法实质分析，基本上是一致的。

4.3.5.1　矿体赋存情况及采矿生产中问题

玉石洼铁矿为接触交代矽卡岩型磁铁矿床，赋存标高为370m～150m，形态变化大，上厚下薄。220m以下为一背斜（见图4-20）矿体，铅直厚度大于30m的矿体工业矿量不多，矿体厚度30m以下的工业矿量约为总量的84%，其中以厚度为10～25m的工业矿量为多。矿石品位为40%，矿体倾角0～25°，矿体顶板为灰岩呈块状结构不稳定，矿体中等稳定到不稳定。矿体底板基岩为闪长岩比较稳定，但底板岩石与矿体之间夹有一层0～6m厚的矽卡岩，有的矽卡岩脉穿插矿体中，松软破碎，遇水膨胀极不稳定。

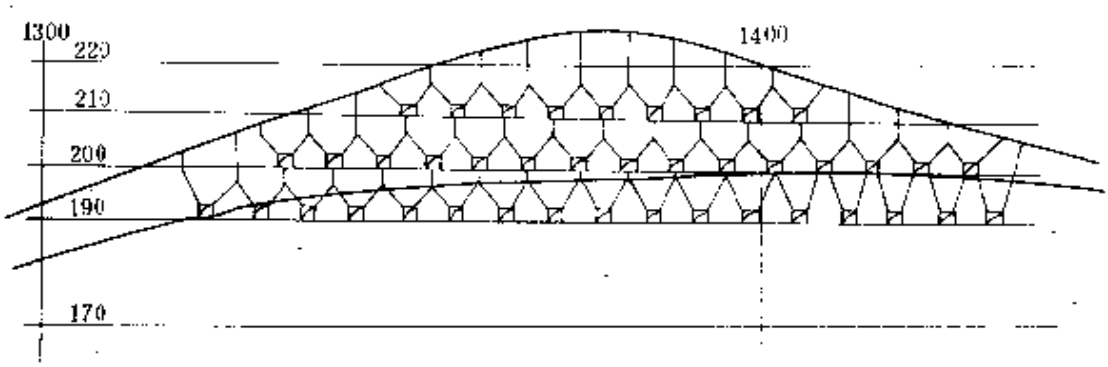


图4-20　220m以下阶段水平矿体剖面图

玉石洼铁矿规定，铅直厚度为30m和30m以上的矿体用无底柱分段崩落法开采，30m以下的矿体用有底柱崩落法回采。适合无底柱分段崩落法开采的矿体矿量仅为总矿量的16%。大部分工业矿量用有底柱崩落法开采。

有底柱崩落法在玉石洼铁矿应用中存在的问题较多，采矿生产一直不够正常，据10个采场统计矿石损失率37.74%，矿石贫化率为32%，矿石损失贫化大主要是由于出矿巷道与凿岩巷道破坏造成的。因破坏影响正常生产的采切巷道占47%，致使采场生产能力仅为4.85%kt/月。此外由于矿体底板形态起伏不平变化

大，电耙联络道难于追逐矿体底板开掘，加之近矿处存在矽卡岩不稳定，巷道稳固性常常被破坏，增大施工困难。按原设计有底柱崩落法计算，由于矿体厚度不大，平均采准工程量为 14.93m/kt，随之采掘失调的矛盾更加突出，将使今后矿石产量急剧下降。

4.3.5.2 采矿方法改革方案

——下盘岩石中设回收进路的无底柱分段崩落法

(1)改革采矿方法的基本要求。玉石洼铁矿从 220m 阶段下降到 170m 阶段，矿体厚度变薄，采矿方法由过去以无底柱分段崩落法开采为主，将改变为以有底柱崩落法开采为主，加之开采又下降 50m（一个阶段高）同时生产阶段只有最后的一个（170m 阶段）。此种条件是减产条件，邯邢冶金矿山局要求玉石洼铁矿，今后矿石产量必须逐年增大。为此，必须改革有底柱崩落法，改革采矿方法的基本要求是，将采准工程量降下来，巷道稳固性不被破坏，采场生产能力应满足增产要求，矿石损失贫化低于原有底柱崩落法。

(2) 对无底柱分段崩落法矿体厚度 30m 使用界限的分析。玉石洼铁矿原规定铅直厚度大于等于 30m 的矿体用无底柱分段崩落法开采，否则，用有底柱崩落法开采。从原制定标准的思路分析是能用无底柱分段崩落法开采的就不用有底柱崩落法，只有用无底柱分段崩落法时在技术经济上不合理时才用有底柱崩落法。30m 界限可能是按矿石回采率确定的，在进路间距 10m 和分段高度 10m 的常用参数条件下，据模型实验得：第 1 分段矿石回采率为 45～50%，第 2 分段有丢有捡，矿石回采率为 90～95%，有时第 3 分段仍然是有丢有捡，矿石回采率接近正常，约为 85～90%。当有 3 个分段回采时矿石总回采率约为 76%；若只有两个分段回采时矿石回采率仅为 70%，过低，故以 3 个分段高度即 30m 为界。

这种分析是把最后分段的进路间脊部残留当作永久损失对待的。如果有办法回收这部分残留矿石，则矿石损失率将大大降低，这 30m 的界限也就随之可以降低了。

由无底柱分段崩落法放矿时崩落矿岩移动过程可知，出矿口

只能放出本分段或本步距负担工业矿量的一部分，另一部分矿石转入下分段回收（转段回收）。为回收上分段残留的矿石，可于矿石残留体下面开掘专用的回收进路进行回采，这样可使矿石损失率大为降低。

总之，在矿石残留体下面按崩落矿岩移动规律设置回收进路，降低矿石损失率，就可以打破 30m 的使用界限，重新确定无底柱分段崩落法的使用界限。

(3)下盘岩石中设回收进路的无底柱分段崩落法方案特点。根据上面的技术思路，同时考虑采场放矿的崩落矿岩移动规律，决定打破常规，扩大无底柱分段崩落法的使用范围，将无底柱分段崩落法应用于厚度小于 30m 的矿体中，应用之后可以获得的效果：

1）采准工程量可降低到 7.73m/kt，很快理顺采掘关系，解决了采掘失调问题。可以增加生产采场数量，增大采矿生产能力。

2）采矿方法结构简单，巷道分散，没有复杂的连接，同时大部分巷道在矿体内，容易维护。此外，每个分段水平与开段井相通，采准巷道多为水平巷道，运料行人方便，施工容易。

3）采场地压容易控制，逐个分段向下推进，下降高度不大，同时采场工作面，可以形成阶梯布置，均缓地压活动。不像有底柱崩落法那样，每次下降高度为矿体铅直厚度，由于下降高度大，采动地压大，加之底部结构巷道地处下盘不稳定的矿岩中，容易产生破坏，出矿工作不够安全。

4）玉石洼铁矿应用无底柱分段崩落法多年生产正常，有一套综合治理巷道破坏的经验。

5）为增大矿石产量，可将阶段划分为盘区（图 4-21）增大同时回采采场数目。根据进度计划安排，在适当增加人力与设备条件下，可使矿石产量按 5 万 t/a 递增，增大 60 万 t/a 后，便可维持稳产 10 年。

据此分析，决定用无底柱分段崩落法取代有底柱崩落法，在下盘岩石中设回收进路，将无底柱分段崩落法使用范围扩大到铅

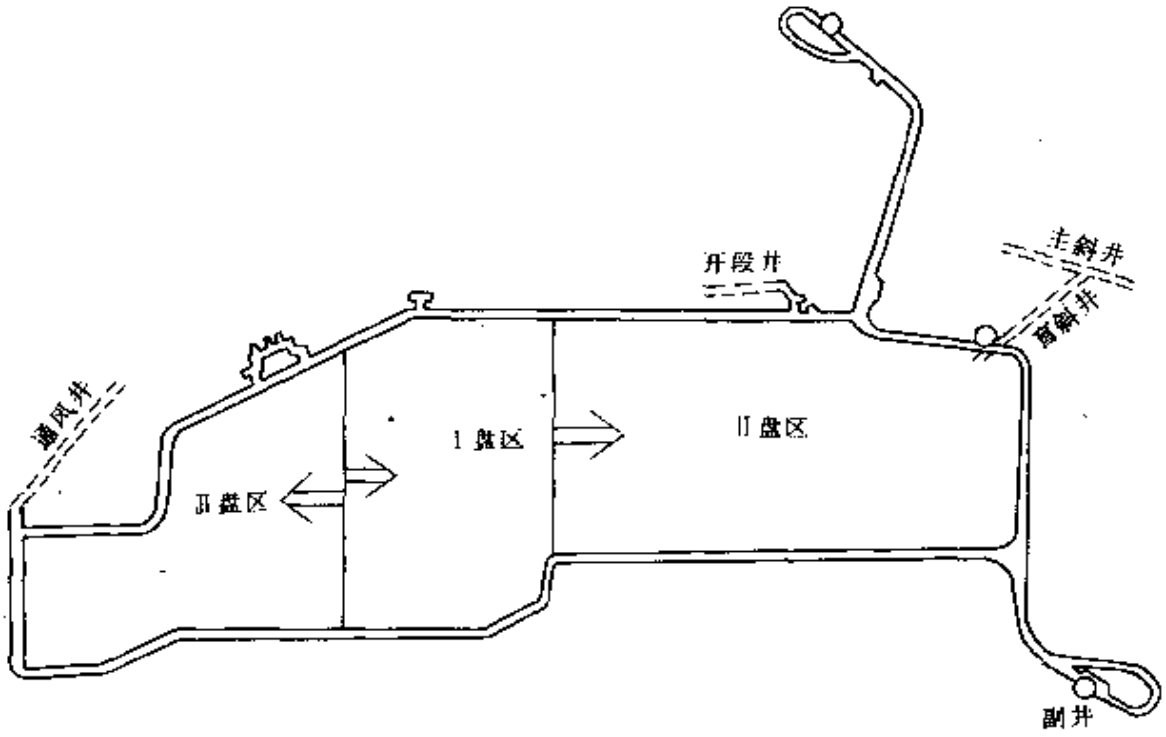


图 4-21　170m 阶段的盘区划分

直厚度为 12～15m 的矿体中，构成新的采矿方案——下盘岩石中设回收进路的无底柱分段崩落法（图 4-22）。

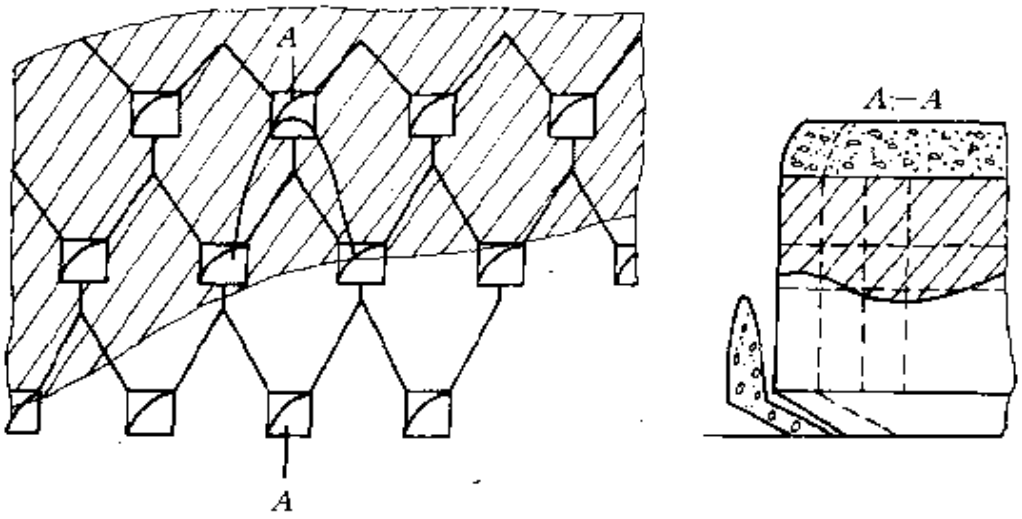


图 4-22　下盘岩石中设回收进路的无底柱分段崩落法

4.3.5.3 下盘岩石中设回收进路的无底柱分段崩落法生产结构参数和控制放矿

该采矿方法在讨论分析时曾提出两个问题：一是落顶问题，另一是回收进路岩石混入与放矿问题。

（1）落顶问题。第1分段崩矿后放出矿石，放出矿石形成采空场，上盘岩石暴露后自然崩落下来，崩落的岩石数量，能够埋没第2分段的崩落矿石堆。一是为了形成挤压爆破条件；二是为了不使崩落的矿石撒落在岩石堆上面，造成矿石损失。

因此要求第1分段放矿后采空区的空间高度不小于5m（从进路顶板算起），以便形成崩落岩层高度不小于15m。如果顶板岩层极为破碎，能随放矿自然崩落下来，当然也就没有此种要求了。从放顶角度考虑最好设置第1分段，以此切割上盘岩石，增大暴露面积，促进上盘岩石自然崩落。当第1分段水平之上的矿体高度过小时，亦可采用并段回采，不设第1分段。设置与否，凿岩是个重要因素，第2分段凿岩时炮孔深度能够达到矿体顶板边界便可不设第1分段。

在采矿方法设计前对矿山空区处理及冒落情况进行较为详细的调查分析后认为，上盘灰岩比较破碎，属碎裂结构，没有形成大空区的可能性，不会产生空区危害，但为了促进上盘岩石及早崩落形成挤压爆破条件，还设计了落顶工程，采场边界进路实施深打孔以切割上盘岩石，形成切割槽，诱导上盘岩石崩落。实践证明上盘岩石能够自然崩落下来，在相邻进路顶板已经崩落情况下，一般顶板岩石自然崩落滞后于崩矿7～8个步距，自顶板自然崩落之后，就不再钻凿切顶炮孔。顶板能自然崩落下来是应用该采矿方法的一项重要条件，否则需要人工强制落顶，将增大采准工程量和生产费用。

（2）有关回收分段的岩石混入问题。该采矿方法解决了落顶问题之后，就是回收进路的岩石混入问题。设置回收进路实质就是设置岩石分段。由放出矿石过程可知，下分段放出的矿石大部分是上分段矿石，主要是脊部未崩的和残留的矿石。同理，岩石

分段的岩石高度为 10m 时，它的大部分岩石残留下，被放出的岩石不足一半。若是体积岩石混入率按一半计算，则重量岩石混入率为：

$$Y = \frac{1}{1+\left(\frac{1}{Y}-1\right)\frac{r_k}{r_y}} \tag{4-11}$$

$$= \frac{1}{1+\left(\frac{1}{0.5}-1\right)\frac{3.58}{2.6}}$$

$$= 40.12\%$$

这表明岩石分段最大的岩石混入率不超过 40.12%。

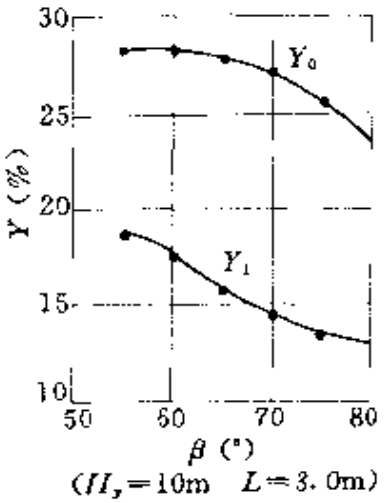


图 4-23　岩石分段（回收进路）的边孔角与岩石混入率关系（岩石开掘高度 H_y =10m，放矿步距 L=3m）

Y_0——岩石分段放出矿石的岩石混入率；

Y_1——纯岩石占放出矿岩总量的比率

实际上还可以采取下列措施降低岩石混入量。一种办法是改变结构参数，减少岩石分段的岩石开掘量和放出量，另一种办法是控制放矿，提高上面分段的截止品位，降低岩石混入率，以此降低总的岩石混入率。

（3）增大岩石分段的边孔角度，减少岩石开掘量。

增大边孔角度减少岩石开掘量，最后停止放矿时按截止品位为 20%进行放出时，边孔角度(β)与岩石混入率关系，根据放矿模型实验资料，绘出图 4-23。由图看出，无论纯岩石放出量与贫化矿石中混入的岩石量，都随边孔角增大而下降。

例如边孔角从 55°增大到 75°时，纯岩石的比率和贫化矿的岩石混入率分别降低 5%与 2.4%。

总之，在崩矿允许情况下，增大边孔角度对降低岩石混入率有利，但对矿石回采率有一定影响。

(4) 适当加大放矿步距，减少岩石放出量。

如图 4-24 所示，由于放出体下部细上部粗，故下部矿石的残留量大于上部矿石残留量。

适当增大放矿步距，放出体也随之增大，使上部矿石更多的进入放出体，下部岩石较小的进入放出体，从而减少岩石混入量。

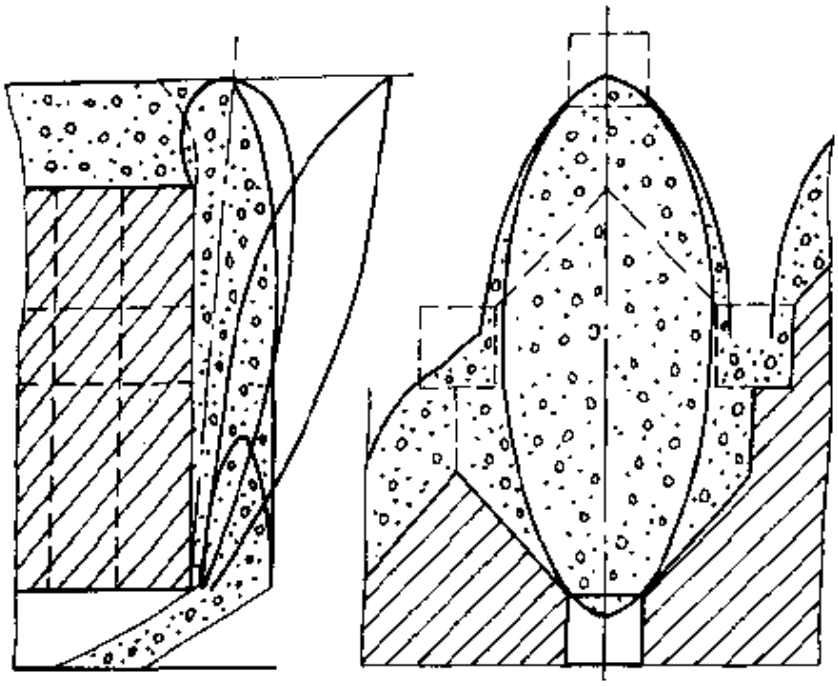


图 4-24 端部放矿的放出体与放矿步距

增大步距的效果，岩石开掘高度愈大，减少岩石混入量的效果愈明显。步距值由 1.5m 增大到 3.0m 情况下，岩石开掘高度 H_y $=3.0$m 时，岩石混入率下降 12.1%，$H_y=7$m 时下降 14.9%，$H_y=10$m 时下降 16.82%。故推荐步距值：$H_y \leqslant 5$m 时步距值取 $L=16$m；$5\text{m} < H_y \leqslant 8$m 时，取 $L=3.0$m；当 $8\text{m} < H_y \leqslant 10$m 时，取 $L=3.2$m。

由上面分析可见，增大边孔角度和步距值，是降低岩石混入率的有力措施。开掘岩石高度愈大，采取上述措施的必要性就更大，收到的效果愈好。例如采取边孔角为 65°、步距为 3m 时，根

据模型实验获得的结果绘于图4-25。

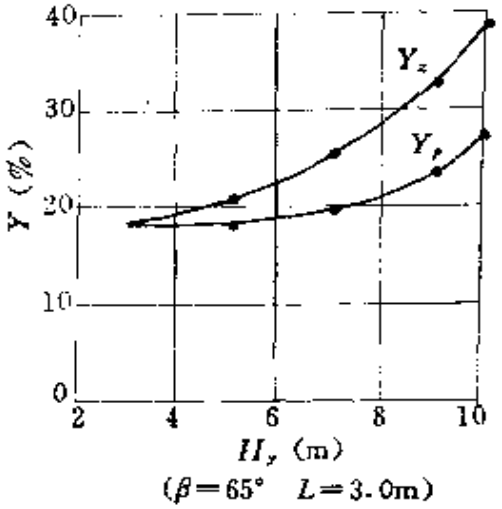


图4-25 岩石混入率与开掘岩石高度（H_y）的关系

Y_s——贫化矿石岩石混入率；

Y_z——岩石总混入率

（含放出的纯岩石）

（5）控制放矿。为了减少岩石分段的岩石混入量，除了在分段回采的结构参数上增大步距和边孔角之外，还可以实施控制放矿。对有两次回收机会的上面分段施行不贫化放矿，如第1分段崩矿后在空场条件下放矿，矿石残留情况是被自然流动坡面限定的。回采第2分段时，顶板岩石已自然崩落，覆岩下放矿，此时可以提高截止品位，以至施行不贫化放矿，增大脊部残留矿石可以从岩石分段放出。岩石分段只有最后一次回收机会，故必须采用规定的截止品位放矿，放到截止品位后停止放出。

实施这样的控制放矿，可使上下分段总的岩石混入率有所下降。同时由于增大岩石分段矿石回收量，还可使分段岩石混入率也有所降低，有利于配矿。

尽管岩石分段采用了种种措施减少岩石混入量，但该分段的岩石混入率还是比较大的。为此，要求安排生产计划时必须实施配矿回采，不使岩石分段回采集中而破坏原矿品位的均衡。

岩石分段出矿首先放出纯岩石，放出一定数量纯岩石之后，放出岩矿混合物（贫化矿石），岩石分段的岩石混入量随放出量增大而下降，当矿石层高度较大时还存在纯矿石放出段，过了纯矿石段之后出现覆岩，增大岩石混入率一直放到截止品位时停止放出。

放出的纯岩石量和低于截止品位的贫化矿石，都作为废石单独放出，用副井提升到地表送入废石堆。否则这些废石将与矿石一齐运出，即使地表设有磁滑轮分选，在经济上也是不合理的。

地表设置磁滑轮分选岩石，这对采用设回收进路的无底柱分段崩落法开采，是一项有力措施。实践表明磁滑轮分选采出矿石，提高入选矿石品位，降低选矿费用和提高选矿厂生产能力效果显著。

表 4-7 磁滑轮分选（干选）原矿指标

原矿品位（%）	磁滑轮分选后矿石品位（%）	分选后尾矿品位（%）	金属回收率（%）	选出废石率（%）
34	42.4	4.1	97.36	21.93

每个岩石的分选费用，远低于选矿厂的选矿费用，同时于选尾矿品位低于选矿厂的尾矿品位，可提高选矿厂的金属回收率，每年的经济效益为 468 万元。

4.3.5.4 下盘岩石中设回收进路的无底柱分段崩落法使用条件分析

矿体铅直厚度大于 30m，如前面所讲，是无底柱分段崩落法的使用条件，小于 30m 时用有底柱崩落法开采。若采用设回收进路的无底柱崩落法可以冲破这个规定，可用来开采厚度小于 30m 的矿体，至于适用的矿体厚度小到多少为好，这个问题除了与矿体厚度有关之外，还要看矿体与分段巷道的空间匹配关系，但至少要能布置第 1 分段与回收分段，初定使用的矿体厚度为 12～15m。

表 4-8 矿体铅直厚度 15m 的放矿实验指标

序号	岩石开掘厚度（m）	边孔角度（度）	回收分段放矿步距（m）	矿石回采率（%）	矿石总贫化率①（%）
1	10	65	3.0	84.55	28.77
2	10	65	4.5	84.06	27.73
3	7	65	1.5	80.36	30.75
4	7	65	3.0	79.13	19.32
5	3	50	1.5	64.21	27.44
6	3	50	3.0	61.64	13.85

①崩矿贫化率按 5%计算。

对厚度为 15m 和 12m 的矿体进行模型（1：50）实验，分段高度 10m，进路间距 9m，岩石分段出矿的截止岩石混入率为 46%，第 1 分段在空场条件下出矿。实验结果列于表 4-8。

根据表 4-8 选出回收指标较好方案，绘出图 4-26，由图看出矿石回采率不少于 70%的岩石开掘高度不小于 4.5m，同时当 H_y >8m 时矿石回收率变缓，而矿石贫化率都急剧升高。这表明对厚度为 15m 的矿体，合理开掘岩石高度在 4.5～8.0m 范围内。

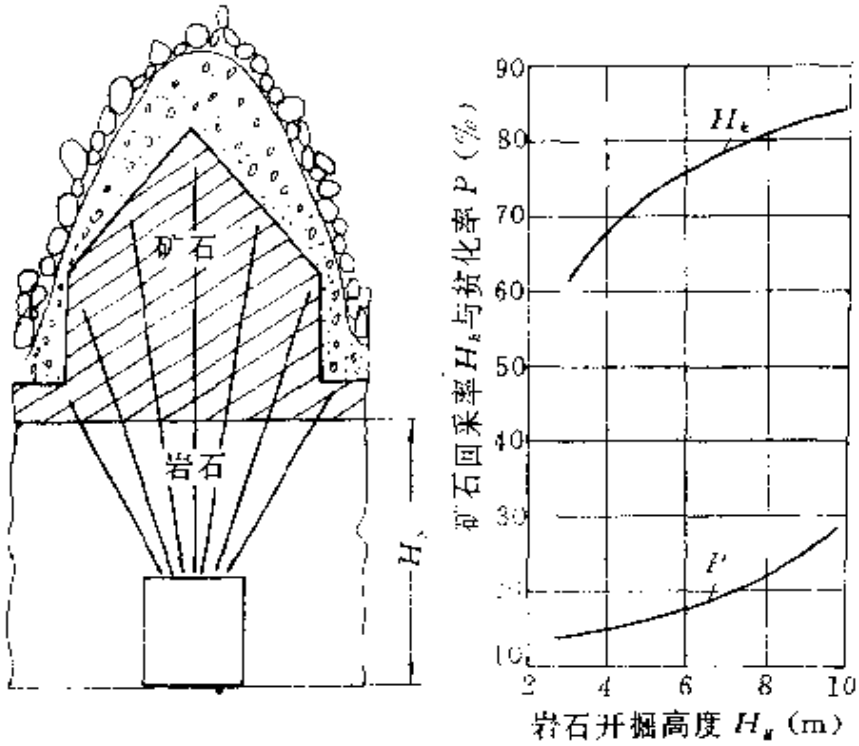


图 4-26　铅直厚度为 15m 矿体的矿石回收指标

对厚度为 12m 的矿体，当开掘岩石高度 7m 时，放矿实验得出矿石回采率为 78%，矿石贫化率为 23%。

由此得出，回收进路与矿体空间位置匹配合适时，设回收进路的无底柱分段崩落法可用来开采 12～15m 厚的矿体，此时可以获得较好的矿石回收指标。

4.4 小官庄铁矿应用无底柱分段崩落法开采西区难采矿体的实践

鲁中冶金矿山公司小官庄铁矿、北京科技大学和马鞍山矿山研究院于1986年6月开始，对西区矿体采矿结合生产共同进行了技术攻关，以控制地压和加强支护治理巷道破坏为中心实施综合生产技术，改革了原有的生产工艺，使无底柱分段崩落法在难采矿体中获得应用和发展。

本节内容是根据参考文献〔50〕、〔24〕、〔28〕、〔15〕、〔53〕、〔19〕编写的。

4.4.1 小官庄铁矿西区矿体赋存情况和采矿生产中问题

4.4.1.1 矿体赋存情况

小官庄铁矿系闪长岩侵入奥陶系灰岩形成的高温热液接触交代矽卡岩型磁铁矿床。在地壳运动过程中，上部灰岩被浸蚀后又沉积巨厚的红板岩。

矿体埋藏深，见矿的最小埋藏深度为420m，覆岩重力地压大。矿体铅直厚度为30～50m，水平厚度为80～150m，底板倾角为20°～30°，顶板倾角为10°～17°。矿石Fe_1块状磁铁矿，被节理切割成块状结构，属中稳偏下；Fe_2为侵染状磁铁矿，含有松软脉石矿物不稳固；Fe_4为砾石矿，位于顶板矿岩交界处，不稳固。矿体内夹层较多。顶板岩石为粘土质砂岩（红板岩），极不稳固，遇水成泥。底板近矿处为蚀变闪长岩和矽卡岩，极不稳固，远处为闪长岩，较稳固，但节理发育，整体性差。矿体形态变化大，矿体底板起伏不平。

由上可知，小官庄西区矿体属少见的难采矿体，控制采场地压和维护巷道不遭破坏应是开采技术核心问题。

4.4.1.2 采矿生产中问题

采矿技术攻关开始时，第1分段（－230m）水平已采完毕，第2分段（－240m水平）已开采一半，第3分段（－250m水平）采准巷道已掘进过半。在采准与回采中存在的主要问题有：

（1）采场地压大，大量巷道垮冒，炮孔变形破坏严重。

1）－230m～－250m 水平巷道破坏率达 50.9%；分段联巷破坏率高达 65.9%，有的区段无法进入不能回采。

2）矿石溜井破坏。8 条溜井中，下盘侧 4 条溜井，垮冒报废，上盘侧 4 条溜井经多次维修，才勉强维持生产。

3）抽样调查炮孔破坏率达 63%，发生在凿岩巷道周边 1～3m 范围内，这表明在此范围内的矿石已产生松动破坏。

（2）由于巷道遭到大量破坏，破坏了采矿的正常生产和合理开采顺序，矿石产量上不去，生产被动，矿石 生产成本高，采矿作业不安全。

（3）也是由于巷道破坏的原因，造成大量矿石损失，累计的矿石回采率仅为 42.9%。

历经四年的技术攻关，比较好地解决了原有生产中的各种难题，取得好的效果，形成一套无底柱分段崩落法开采综合生产工艺技术。

4.4.2 调整回采顺序控制采场地压

回采顺序是采场控制地压活动的最为重要的手段。

（1）分段平面内的回采顺序。由于回采破坏了原岩应力状态，上面分段回采边界水平投影之外，在上盘侧和两翼之外产生支撑压力带（承压带）；上面分段回采范围之下产生卸压带。根据这个特点从上盘向下盘，从两翼向中央即先高应力区后低应力区的后退式回采顺序。又由于承压带峰值区位于卸压带以外 5～20m 处，故承压带中一般采用前进式开采，以免在峰值区产生叠加应力形成更高的应力区。

（2）上下分段的回采顺序。西区实践证明，只有当上分段采场回采并采动地压稳定之后，才能在下分段的对应部分开掘进路，否则，地压显现剧烈。因此，上下分段只能分别在下盘侧矿块与上盘侧矿块同时进行回采。

（3）西区南翼与南区北翼相接，两区之间有 400m 矿段形成承压带，将产生应力叠加，为了使两区回采工作线呈阶梯状，以均

缓地压，将该矿段－290m 水平以上的矿石提前并段回采。

4.4.3 根据地压显现规律调整采准布置

（1）下盘联络道向矿外移动到下盘卸压区内比较稳固的闪长岩中，其具体位置约为上分段矿体边界水平投影外的 12m 处，12m 也正是铲运机装矿所需要的最小长度，因此本分段的回采可以到上分段矿体边界处。

（2）中间联络道是分段出矿的通道，同时也是回采联络道附近矿石的回采巷道，它若破坏产生的后果远比进路严重，同时中间联络道存留时间长 1～1.5 年，巷道结构复杂（多交叉口），部分联络道还不能避开承压带，维护住中间联络道的稳固性是一项既重要又困难的工作。采取了下列措施：

（1）在可能情况下，中间联络道尽量避开特别软破的矿岩，如砂卡岩、闪长玢岩夹层及其接触带。

2）鉴于巷道交叉口处十字口不如丁字口稳固，下盘侧进路掘进时暂留 3m 不与中间联络道贯通，不出现十字交叉口。同时可以消除掘进时的泥水进入出矿区，出矿区的污风也不进入凿岩区。

3）上下分段的联络道错开布置（水平距 5m 左右）。由于采用大步距回采联络道矿石，矿石残留较多，回采下分段时可用正常步距回收上面残留矿石，同时可以避免联络道产生应力集中。

4）不允许进路回采工作面距联巷 10～15m 处停滞，以避免其支撑压力峰值较长时间的作用在中间联络巷道上。

（3）根据巷道破坏形式分析，要求巷道顶板应具有更高的抗张能力，据此，将高墙三心拱断面改为低墙半圆拱断面（图 2-36）。

4.4.4 适应地压大矿岩软破的巷道支护工程

（1）根据西区条件对支护的基本要求为：

1）支护应以加固围岩为主，保持围岩的连续性和整体性，最大限度的发挥围岩整体的承压能力。

2）支护应具有加强巷道、顶板抗拉和巷道两帮抗剪能力，以限制顶板产生拉裂破坏引起围岩的松动脱落；减少过大压力引起

两帮围岩剪切滑移破坏。

3)支护必须适应处于高应力环境下松软岩体容易发生屈服变形的特点，既要有适当变形让压的性能，又要具有较高变形抗力以约束和限制围岩的过大有害变形，从而保证支护本身能合理发挥作用。

4) 由于围岩自稳时间短，强度丧失快，支护必须具有及时速效的功能，以实现边掘边支，阻止围岩松动破坏的发展。

5) 承压带与卸压带的地压有明显区别，岩性有差异，巷道存留时间长短不一，亦即巷道所处条件不同，因此要求支护能够按具体条件进行分级支护。

(2) 据上述要求，选择喷锚网联合支护，同时将支护分成4个等级，见3.2.4。

4.4.5 按采场地压分布规律划分回采单元实行强化回采

(1) 强化回采首先按地压大小、矿石稳定性、采用的支护以及回采作业基本要求等，确定出强化回采单元和作业密集程度，共分划为3个等级，见2.5.1。

(2) 为了适应强化回采，按照先采后掘原则，改变矿块采堆顺序和缩短巷道存留时间。先掘下盘联络道与两翼风井联通，形成分段主要通风路线。自下盘联络道选择。关键路线向上盘侧掘进首批采场的联络道，打通这些联络道构成通风出碴系统。按计划规定回采顺序推进（见图2-30)。

(3) 合理确定回采矿块、采准矿块和备用矿块的数量，这是保证生产正常、持续的重要条件。采准对回采超前量用矿块数表示并按2+（0.5～1）个矿块来控制。“2”指两台铲运机分别在两翼同时作业所占用的矿块数；它同时意味着两个矿块回采结束，后续两个矿块也准备出来。“0.5～1”指备用矿块，因为采准矿块与回采矿块衔接要求是连续的，无有闲置时间，故设置固定的备用矿块，以备在采准与回采出现异常时调节矿石产量和品位。

(4) 强化开采工艺要求和组织管理措施有：

1) 抓好几项关键技术，如掘进中实施光面爆破，保证巷道形

状，减少对围岩的破坏；保证及时支护和支护质量；保证凿岩爆破质量，以保护眉线和降低大块矿石产率；保证切槽质量，提高切槽效率；加强铲运机的维修，创造良好的路面条件，施行班中与班末集中二次破碎，提高铲运机出矿能力。

2）严格控制单元的采准和回采起始时间。按分段内单元回采顺序进行采准，对承压带内单元尤应严格控制，一旦开工，就不停止进行。实践表明回采前进路一般较稳定，一旦开始回采，变形速度即大幅度增加，并随退采距离增大而加剧，因此还要控制进路退采起始时间。除备用矿块外，均应坚持一旦退采就连续回采到底。

3）根据单元开工期和开采速度的要求确定单元的作业集中程度和施工组织计划。其中包括同时作业的机台数，班组数，不同作业衔接关系等。

4）加强和完善施工管理。加强工程计划管理，根据回采顺序，矿石产量和采掘关系等安排好工程进度；强化质量监督，施行工程质量承包制；完善劳动组织，如在地压大岩性差地段掘进时改掘支独立工作队为掘支综合工作队，将凿岩工段与出矿工段合并一个工段，从组织上解决凿岩质量问题，铲运机实行定人定机定位小组承包制，维修也施行定机承包，从组织上制度上解决铲运机使用和维修问题。

采用上述措施后，—260m 水平矿石回采率提高到 80%，巷道平均存留时间减少了 11.3 个月，成功地完成了承压带的回采，生产正常。

4.4.6 上盘和两翼三角矿带并段回采

4.4.6.1 并段回采方案

（1）缓倾斜矿体应用无底柱分段崩落法开采时，如图 4-27 所示，必然出现如何回采上盘侧三角矿带问题，此外，还有上盘三角带矿石崩落后如何落顶问题，落顶的岩石量要能满足下分段正常回采要求。所谓正常回采要求，就是指岩石量能埋没矿石堆体，此时才能保证正常的挤压爆破和放矿。

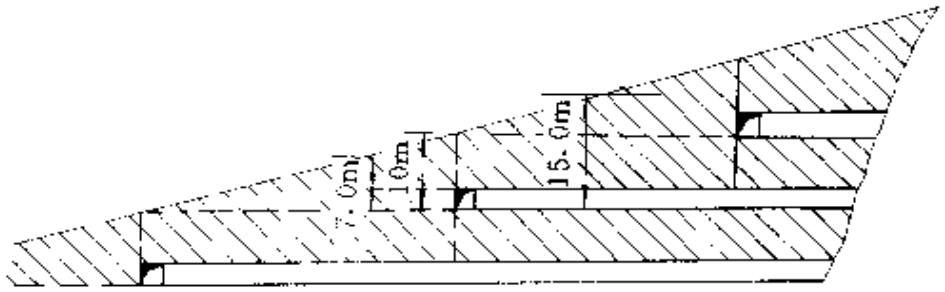


图 4-27　矿体上盘三角矿带

小官庄铁矿西区矿体上盘与侧翼倾角很缓，上盘倾角为15°，两翼为11°，在每个分段中三角带面积很大。原来考虑需要放顶和降低下分段凿岩要求，规定三角带矿厚7m（从进路底板算起）为布置进路的界限。按此原则设计的 260m 水平采准系统，5100m 巷道竟有2200m布置在三角带中，同时三角矿带均处于支撑压力带，巷道掘支都很困难。

（2）在采矿技术攻关中根据顶板岩石和矿石软破性质，在分段落矿后能够自然崩落下来，采取了并段回采。如图4-29所示，将进路掘进到三角带矿厚为10～15m处，此处就是本分段的回采边界，余下的三角矿带留给下分段回采。下分段崩矿后，留下的矿石顶盖和顶板岩石，在步距放矿过程中或放矿后自然崩落下来。

（3）矿石顶盖和顶板岩石自然崩落下来是施行并段回采关键，为此进行了下列工作：

1）西区从6线到18线17个钻孔岩芯，其RQD值均小于50%，Fe_1、Fe_2、Fe_3可崩性指数分别为4.24、4.61和4.52，可崩性中等，该岩芯是在未经采动的状态下取得的。

2）由于结构、裂隙和蚀变等原因矿体松软破碎，整体性差，巷道如不及时支护或支护等级偏低时，就会发生破坏变形甚至冒落。三角矿带内巷道破坏率达71.2%，－240m、－250m分段实践表明，支撑压力带形成后，三角带内原需强制落顶的红板岩，在小暴露面积下也会及时自然崩落下来。

3）根据有限元计算和实际观测表明，上分段采空区周围形成

的支撑压力带范围，在走向方向约为 45～60m，垂直走向方向上约为 40～50m。三角矿带均处于支撑压力带内，应力峰值可达到正常应力的 2～3 倍以上。

4）随着进路与切割槽的形成，并开始回采，在工作面后方又将承受工作面前方移过来的支撑压力，两个支撑压力叠加可达到正常应力的 3～4 倍以上，使进路的围岩变形加剧。地压显现随退采距离增加而增加，工作面推移过后如同完成了拉底，未被强制崩落的矿石顶盖和顶板岩石将主要处于拉应力状态（图 4-28），本来松软破碎的矿岩将不能承受拉应力而自然崩落下来，这是完全可以肯定的。

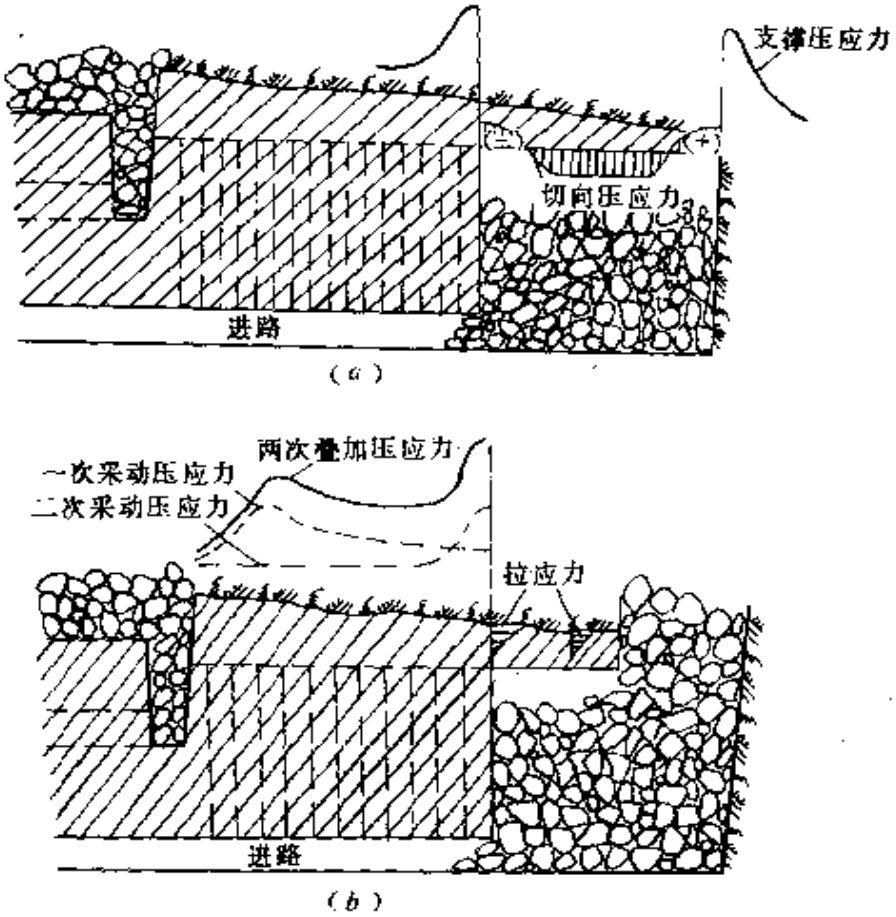


图 4-28　三角带退采时矿石顶盖受力状态

(a)—矿石顶盖崩落前应力状态；(b)—矿石顶盖前端崩落后应力状态

5）还有一个崩落时机问题。设留下矿石顶盖和顶板岩石能随步距放矿及时崩落下来，并且崩落的岩石量足以埋没矿石堆，这与正常条件下回采是一样的，覆岩下放矿与挤压爆破均未有受到影响。

设矿石顶盖与岩石不能随着步距放矿及时的足量的自然崩落下来，可采取下列两种办法：

①同时回采几条进路，加大暴露面积，交叉出矿，一般即可崩落下来。

②否则空场条件下放矿，留下一部矿石，继续推进。待空场面积扩大到一定数量之后便可自然崩落下来，留下的矿石在下分段回收。

4.4.6.2　－260m 分段三角形矿带并段回采实践

（1）采准布置。根据回采矿石层的高度不同提出两个方案：方案Ⅰ三角矿带内进路底板以上最低采高为 10m，两个分段并段回采；方案Ⅱ进路底板以上最低采高大于 10m，3 个分段并段回采。从节约采准工程量考虑，并段采高越大越好，为了取得控制自然崩落的经验，先在－260m 和－270m 分段试验方案Ⅰ，取得实践经验后再于－280m 分段试验方案Ⅱ。

并段回采后－260m 分段采准工程由原来 5100m 减少到了 3029m，采准工程量减少到 5.13m/kt，取得很好效果。

（2）并段回采实践。以北翼 2#、3#、4#3 条进路作为试验矿段进行了实践（图 4-29）。进路顶板以上为 19.5m，比方案Ⅰ规定

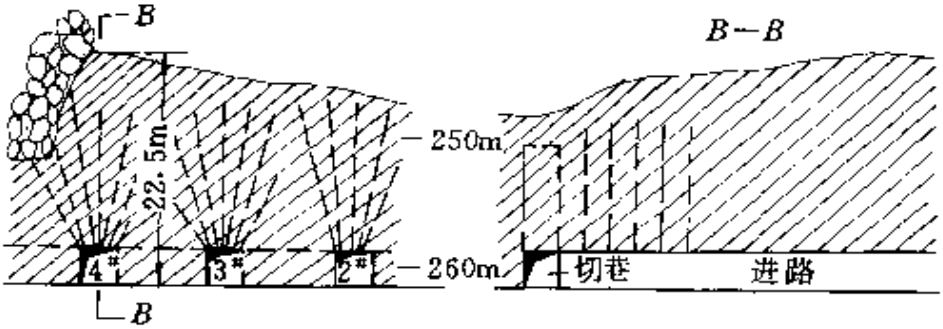


图 4-29　－260m 分段 2#、3#、4#进路崩矿工程

的矿石层高度（17m）大些。各进路最大凿岩深度2#进路为14.5m，3#进路为15m，4#进路为15m。各条进路留下由矿石顶盖厚度为2#进路0.5m，3#进路2m，4#进路4.5m，需靠自然崩落下来。

实践表明，矿石顶盖与顶板岩石（红板岩）都及时崩落下来，自然崩落的矿石块度适中，大块矿石产出率仅为8%，试验结果列表4-9。

表4-9 并段回采试验指标

进路	采准矿量 (t)	地质品位 (%)	实际出矿量 (t)	采出矿石品位① (%)	矿石贫化率 (%)	矿石回采率 (%)
2#	12380	50	11482	37.2	26	69
3#	15060	50	15384	37.2	26	76
4#	19081	50	21031	37.2	26	82
合计	46521	50	47897	37.2	26	77

①出矿品位为3条进路的综合平均值。

试验结果表明：

1）三角矿带实施强制崩落与自然崩落相结合的并段回采是可行的，在第一分层条件下取得这样矿石回收指标是好的。

2）增大并段高度，不仅可以降低采准工程量，同时矿石回收指标也随之变好，这说明增加回采层高度会有利于矿石的回收。

4.4.7 切岩回采底板三角矿带

有关底板三角矿带回采与玉石洼铁矿开掘下盘岩石回采矿石是一样的（4.3），凡是用无底柱分段崩落法开采倾角缓的矿体都有这个问题。一是切岩高度，即回采进路顶板到矿体底板的高度，用切岩高度圈定回采边界。另一个问题是如何减少切岩的放出量，以减少矿石贫化。

4.4.7.1 切岩高度（回采边界）的确定方法

采准设计时用边界品位法初步确定回采边界，以便布置采准巷道，回采设计时再用边际盈亏平衡法确定回采边界以及据此进行炮孔设计，如根据切岩高度确定边孔角和崩矿步距等。

（1）边界品位法。该方法是按回采边界上的矿岩混合品位等于矿体边界品位原则，在剖面图上确定出切岩高度。

设允许切割岩石体积量 V_y

$$V_k\gamma_kC_k + V_y\gamma_yC_y = (V_k\gamma_k + V_y\gamma_y)C_b$$

$$V_y = \frac{\gamma_k(C_k - C_b)}{\gamma_y(C_b - C_y)}\gamma_k \qquad (4\text{-}12)$$

式中 V_k、V_y——回采边界上（1m 分层厚的）矿石与岩石体积，m^3；

γ_k、γ_y——矿石与岩石体重，t/m^3；

C_k、C_y——矿石与岩石品位，%；

C_b——边界品位，%。

矿石量中应包括未崩的矿石与上分段的脊部残留。

有了允许切岩量之后，便可用计算法或作图法求得切岩高度。

（2）边际盈亏平衡法。本法实质是，取最后一个步距采出矿石所投入的采矿和选矿费用与其选出精矿售价相等，即盈亏平衡条件来计算最大的切岩高度。

最后一个步距（分层）崩下的矿石量与岩石量，可按上述方法估算。但崩下的矿石数量、岩石数量以及矿岩量比值，与放出的矿岩量有关，但与放出的矿石量、岩石量以及矿岩比值之间的关系，并不相同。可根据放矿理论估算，最好是用模型实验法确定之。

4.4.7.2 减少岩石混入量

（1）选择合理的崩矿步距。根据模拟实验得出，不同切岩高度回采率，最大的放矿步距，列于表 4-10。当排距为 1.6m 时，切岩高度大于 7m 放两排，小于 7m 放 1 排。

表 4-10 不同切岩高度的合理放矿步距

切岩高度（m）	2	3	4	5	6	7	8	9	10
合理放矿步距（m）	3.0	3.2	3.6	3.8	4.2	4.4	4.7	5.0	52
合理崩矿步距（m）	2.3	2.4	2.7	2.9	3.2	3.4	3.6	3.8	4.0

（2）适当增大边孔角度，一般立面扇形炮孔的边孔角为50°，当切岩高度超过以50°角形成的脊部高度时，为了减少下盘岩石爆破量，边孔角应随切岩高度的增加而增加，使脊顶恰好在矿体底板边界。

（3）回采第一分段时，退采到开采边界以后，利用顶板岩石滞后冒落条件，可继续向后爆破数排炮孔。但只爆上部矿石（不爆破岩石），矿石被抛进前面采空区，从进路端部被放出，这样可在不切岩石条件下多回收一部分矿石。

（4）设置岩石溜井，将一开始放出的纯岩石（也可包括低于截止品位的贫化矿石），用铲运机送到岩石溜井，以减少岩石混入量，提高出矿品位。

4.4.7.3 生产实践

（1）第一分段切岩回采试验。－250m分段，12#和13#进路，采宽22m，长25m，上分段未采好，残留矿量13047t，本分段矿量为4759t。进路顶板到矿体顶板30m，地质品位为49.15%，矿岩混合品位为31.84%。确定此情况下的回采边界，计算后得出切岩高度为17.3m，按此值进行设计。

炮孔设计时，随切岩高度增加、边孔角随之加大，最大达60°；崩矿步距也随之加大，最多一次崩3排炮孔。

结果，采出矿量18640t，采出矿石品位为37.22%，－240m与－250m两分段综合计算矿石回采率为79.3%，贫化率为24.3%。

（2）－260m分段141采场采宽40m，长25m，上分段已回采完毕，地质品位为45%。用边界品位法求得的最大切岩高度为9.8m，取8.4m，8.4m恰好是上分段刻槽取样的位置。

该采场平均切岩高度为7.8m，爆破矿岩总量为34500t，其中岩石占46.35%，采出矿量为61367t，采出矿石品位为30.34%。矿石贫化率33.48%，比不切岩时高9.93%，这是切岩混入之故，混入量只占切岩量的38%。

采用切岩回采底板三角矿带是减小矿石损失的有效办法，降

低了无底柱分段崩落法对矿体倾角的要求，扩大了应用范围。

4.4.8 加强放矿管理工作

西区品位分布不均，夹层多，矿体边界变化大，故须加强放矿管理工作。

(1)用磁化率仪测定夹层部位和矿体边界。采用 WCL-1 型磁化率仪和技术攻关组研制的测孔探头，每隔 3～5 排炮孔，利用炮孔测出夹层的位置、厚度和矿体边界，这为爆破、放矿管理及矿石损失贫化预测提供了依据。

(2) 改进崩矿步距地质品位的确定方法，提高精度。改进方法是，各步距菱形体的平均品位等于 4 顶角上 4 条进路割槽品位的加权平均值。以 4 条进路断面中心为圆心，用相等半径作圆，各圆在菱形内所占的面积比即为计算平均品位时之权系数（图 4-30）。改进后的方法更符合实际。

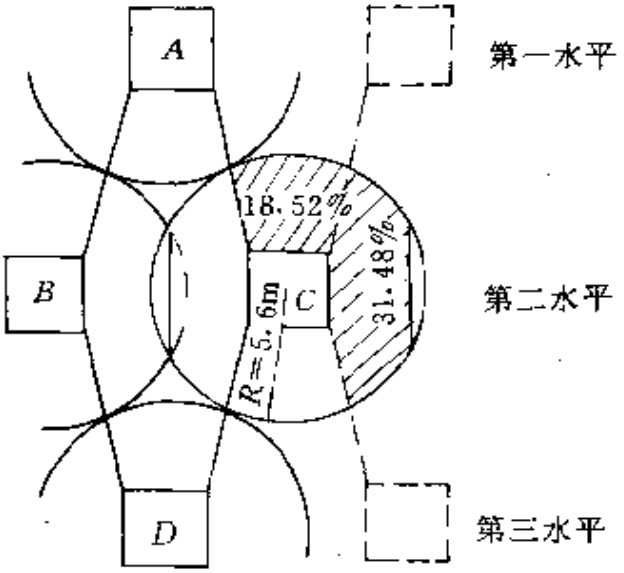


图 4-30 菱形体平均品位权系数的确定方法

(3) 利用 WCL-1 磁化率仪平面探头快速测定爆堆当次品位，首先确定出矿石品位和磁化率仪测量的关系曲线(图 4-31)，再利用此曲线给出爆堆上各测点之品位值，最后求得平均值。

(4) 用双指标控制放矿，确定截止放矿点。按盈亏平衡确定

的截止品位为18%，但在放矿过程品位波动很大，常有低于截止品位的现象出现，因此还以放矿量为第二个控制放矿指标。

首先预测出步距出矿量和出矿品位。在放矿管理时根据预测出矿量放矿，当出矿量达到预测值时，开始在爆堆上按每放出25t的间隔快速测定当次品位，直至当次放出矿石品位等于截止品位为止。

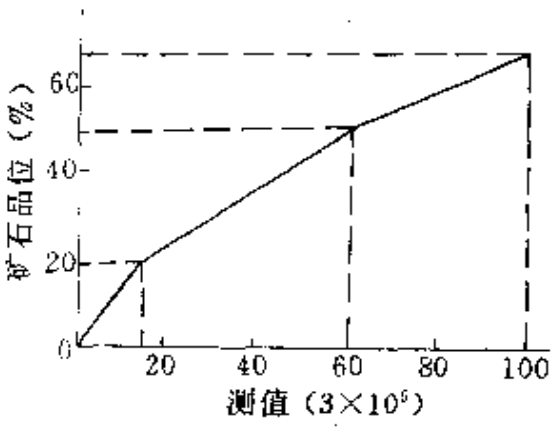


图 4-31　平面测头测量值与矿石品位的关系

4.4.9　实践效果

上述综合生产工艺在－260m分段，－270m分段全面实施，－260m分段已回采完毕取得好的效果：出矿量90万t，矿石产量年递升25%；巷道破坏率由50.9%降低为零；矿石回采率由50%提高到95%；采准工程由7.2～8.64m/kt降到3.98m/kt；采矿可比成本降低40%。生产效率大幅度提高，安全情况大大好转。小官庄铁矿采矿生产有根本性的改变，获得很大发展。

4.5　阶段自然崩落法（矿块崩落法）

——金山店铁矿开采难采矿体的经验之一

金山店铁矿、武钢矿山设计研究所与武钢矿山部1986年3月开始对Ⅰ采区西部矿体共同进行了采矿技术攻关，试验研究了矿块崩落法。经过5年的攻关，取得了成功。1991年冶金部组织鉴定，认为这是松软破碎和粉矿含量高矿体的采矿技术重大突破。

本节内容是根据参考文献［26］、［54］、［55］编写的。

4.5.1　金山店铁矿Ⅰ采区西部矿体赋存情况

金山店铁矿矿体赋存情况极为复杂，矿石松软破碎，粉矿多，采下矿石流动性差，是罕见的难采矿体。多年来试验过多种采矿

方法，但始终未有圆满的解决采矿生产中问题。

为了进一步解决矿石松软破碎、粉矿多的厚大矿体开采问题，试验地点设在－60m 阶段 I 采区西部的 1 号矿体。矿体平均厚度 38m，倾角 66°，粉矿含量 20%左右。矿石平均品位 42.29%，平均夹石率 12.3%。试验矿块内有两条压扭性断裂通过，一条位于矿体中部，另一条位于矿体上盘，其产状与矿体产状相近，有宽 0.1～2.5m 的破碎带。矿石节理发育，试验矿块的矿岩物理力学性质见表 4-11，采下矿石物理力学性质见表 4-12。

表 4-11　矿岩物理力学性质

矿岩名称	体　重 (t/m^3)	湿　度（%）	抗压强度 (×10MPa)	弹性模量 ($\times10^4$MPa)	泊桑比
石英闪长岩	2.60	2.26	9.8～13.72	4.03	0.27
块状磁铁矿	3.97	2.59～6.11	6.86～9.8	2.78	0.20
粉状磁铁矿	1.93～3.26	3.06～14.96	<0.49		
浸染状磁铁矿	3.27		4.9	7.23	0.33
条带状磁铁矿	3.35		2.94～6.86		
砂卡岩	2.65	6.78	2.94～5.88	4.48	0.30
大理岩	2.63	2.38	7.84～11.76	5.67	0.35
角页岩	2.51	2.47	7.84～10.78	5.17	

表 4-12　采下矿石物理力学性质

含水率（%）	容　重 (t/m^3)	外摩擦角		自　然安息角	内摩擦角	粘结强度 ($\times10^{-1}$MPa)	侧压系数
		钢　板	水泥板				
5.4～17.98	2.09～2.5	34°35′	34°30′	40°51′～41°27′	25°39′～35°40′	0.0997～0.4683	0.39～0.5382

粉矿中的含泥量高（平均 22.6%），且含有粘土矿物，具有较强的粘结性。粉矿的含水率超过其自然湿度（8.67%）时，粘结力可达（0.429～0.438）×10^{-1}MPa。采下矿石的溜放性受湿度影

响大，当含水率从7.12%增至11.21%时，内摩擦角从31°18′降至21°51′，矿石溜放性变差。当含水率大于16%时，易形成泥石流，会发生跑矿事故。

4.5.2 矿石可崩性研究

课题组对矿石可崩性问题进行了大量分析研究工作。首先对试验矿体进行了工程地质调查，采用RQD、RMQ、RMR及直观破碎度综合分级法对试验矿块进行可崩性分级，还用离散元耦合边界元法进行了计算机数值模拟计算，较全面地进行了可崩性分析和崩落块度预测。

(1) 试验矿块矿石为块状磁铁富矿和块状磁铁贫矿，以及粉矿磁铁富矿和粉矿磁铁贫矿。矿石节理裂隙发育，主要有3组，见表4-13，以第1组和第3组最为发育。节理密度一般为6～10条/m，最高可达30条/m。

表4-13 试验矿块节理裂隙优势面产状要素

组 系	走 向	倾 向	倾 角
1	100°	190°	68°
2	25°	115°	46°
3	145°	235°	80°

(2) RQD钻孔资料。在崩落矿块的±0m水平和－40m水平，钻进27个RQD工程孔，孔深40m，孔径60mm，总长度为1017m，岩芯采取率平均大于80%。钻孔揭露12种矿岩，获得平均RQD值为25.85%，见表4-14。

表4-14 矿岩钻孔RQD值

矿岩名称	平均RQD值 (%)	崩落特性
块状磁铁矿石	28.71	RQD大部分在25～30%
浸染状磁铁矿石	39.81	变化大 RQD一般在30～40%之间
粉状磁铁矿石	0.00	极易崩
矿化矽卡岩	37.91	易 崩

续表 4-14

矿岩名称	平均 RQD 值（%）	崩落特性
稀疏浸染块状磁铁矿石	70.68	较难崩
矽卡岩	23.82	可崩性好
大理岩	47.64	RQD 变化小，中等崩落
变质砂岩	13.26	易崩落
石英闪长岩	5.95	RQD 值不高，为破碎带
角砾状磁铁矿	34.20	易崩
辉绿岩岩	48.31	一般，中等崩落
闪长玢岩	19.54	RQD 值不高，为破碎带

因岩芯获得 RQD 值还不能较完整地表达可崩性，由表 4-14 中看出，矽卡岩、石英闪长岩和闪长玢岩为破碎带，其 RQD 值不能反映该种岩石的实际可崩性。因此，在巷道中进行了现场岩石质量指标测定。测定结果列于表 4-15 内。

表 4-15　两种方法 RQD 值对比

矿岩种类	钻孔 RQD 值（%）	巷道直接量测 RQD 值（%）
块状富磁铁矿	38.71	45
粉矿	0.00	0.00
块状贫磁铁矿	39.81	40.5
矽卡岩	23.82	25.8
大理岩	47.64	51.3
石英闪长岩	5.95	69.2

由表 4-15 资料可见，巷道实测资料比较符合矿岩实际崩落特性。

（3）在 RQD 分级基础上，同时也分析了 RMQ 分级法和 RMR 分级法。考虑金山店铁矿实际情况，提出了直观破碎度综合评价分级法（JZPZ 法）该法以 8 个影响因素划分为 5 个等级（表 4-16）其中破碎度是主要因素占比例 50%。将可崩性分为 6 个等级，见表 4-17。

（4）试验矿块可崩性分析评价。在地质素描图上进行初始分

级，确定每一地质单元段一维的可崩性级别并上到地质平面图上，得到6个水平（±0m、－10m、－20m、－30m、－40m、－50m）的可崩性分类区域和各级别所占面积。从总体上看：可崩性Ⅰ类（极难崩）在该区段没有出现；Ⅱ类（难崩）占总面积的1.05%，Ⅵ类(极易崩)占2.48%，而Ⅲ、Ⅳ、Ⅴ类分别为18.46%，55.47%、22.54%，占总面积的96.47%，为绝大多数。说明试验矿块可崩性从好到极好。

表4-16　直观破碎综合评价分级法参数分值

序号	因素	评价项目及取值范围					
1	破碎度50分	实测RQD（%）分数	90～100 1～3	70～90 4～5	50～70 6～8	25～50 9～11	<25 12～13
2		裂隙频度（条/m）分数	<3 0～3	3～6 4～6	6～10 7～8	11～20 9～13	>20 14～15
3		结构分数	巨或大块状 0～3	中等块状 4～8	粉夹块 9	碎块状 9～10	粉状 10
4		夹石碎裂度分数	节理少，大块状产出 3～5	夹石以中等块度产出 6～7	夹石较破碎 8～9	节理发育好破碎 10～11	极破碎或泥化12
5	其他因素50分	锤击感度分数	锤击感其抗压强度>200MPa 0～3	锤击感100～200MPa 4～9	50～100MPa 10～15	10～50MPa 16～17	<10MPa 18～20
6		地下水分数	涌水 0	滴水 4	湿 8	润 9	干燥 10
7		蚀变与风化分数	新鲜无风化蚀变 0～2	表面轻微蚀变 3～5	微风化蚀变 6～10	弱风化蚀变强 11～12	强风化 13～15
8		充填状态分数	节理裂隙面闭合，无充填 1	局部少量硬质充填 2	部分节理有充填物，一般 3	张节理充填物较软<5mm 4	张节理，泥质软化充填>5mm

表 4-17 JZPZ 法分级

级 别	JZPZ 值（100 分）	崩落特性	破碎特性
Ⅰ	<45	极难崩落	巨块多
Ⅱ	45～55	难崩落	大块多
Ⅲ	56～65	一般	一般
Ⅳ	66～75	较易崩落	中等破碎
Ⅴ	76～85	易崩落	破碎
Ⅵ	>85	极易崩落	极破碎

由生产实践经验归纳计算得到各类可崩性区域与拉底面积的关系列于表 4-18。

表 4-18 可崩性级别与拉底面积关系

可崩性级别	拉底后形成有效可崩落面积与崩落情况
Ⅰ	金山店铁矿没有该级别
Ⅱ	金山店铁矿极少，主要在围岩中
Ⅲ	无大面积出现，有效可崩落面积在 200m² 以上，没有不崩落的现象
Ⅳ	下盘削弱时，大于 15×15m² 一定崩落
Ⅴ	下盘削弱时，大于 10×10m² 一定崩落
Ⅵ	大于 5×10m² 下崩落

矿岩崩落后的块度及大块比率预测。根据 27 个 RQD 钻孔岩芯长度划分不同等级，依其块度大于 600mm 的总长度与岩芯总长之比为 5.36%作为预测的大块产出率。由工程地质调查的节理裂隙平均间距，产状进行三维块体划分，得到一个近似块度及大块率，大块率为 6.0161%，实际块度为二维的，因此应乘以 $\frac{1}{\sqrt{2}}$ 系数得大块率为 4.254%，放矿实际统计大块产出率为 2.02%。

4.5.3 矿块崩落法结构与采准工程布置

试验矿块长 72m，高 60m，宽等于矿体厚度。采场结构与采准工程布置见图 4-32。

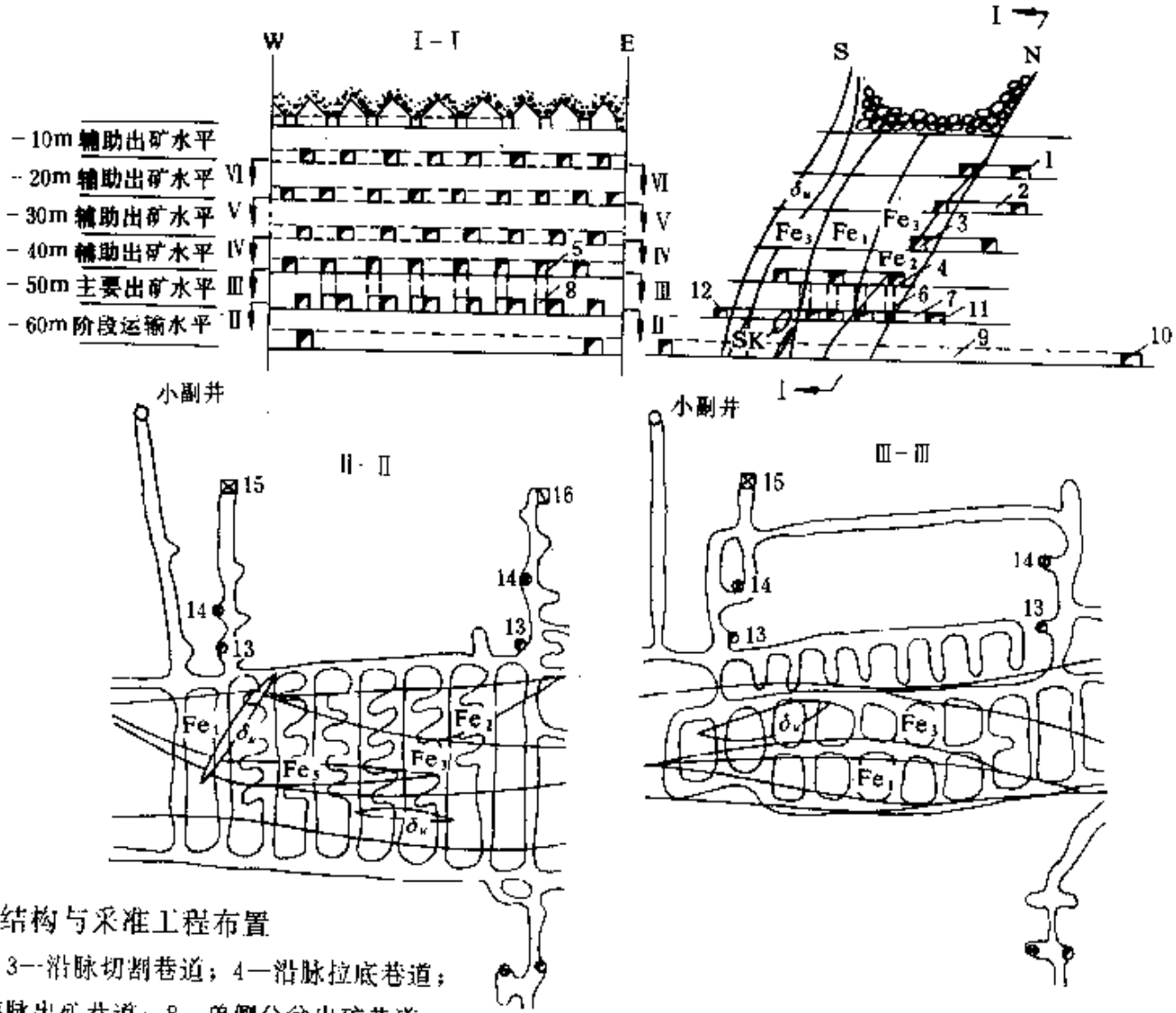


图 4-32　试验矿块结构与采准工程布置

1—下盘联络道；2—穿脉出矿巷道；3—沿脉切割巷道；4—沿脉拉底巷道；5—穿脉切割巷道；6—斗井；7—穿脉出矿巷道；8—单侧分岔出矿巷道；9—穿脉运输巷道；10—阶段运输巷道；11—下盘联络道；12—上盘联络道；13—矿石溜井；14—废石溜井；15—设备井；16—风井

—60m 为阶段运输水平，在矿体下盘相距 80m 的 201、203 穿脉巷道布置矿石溜井 13 与废石溜井 14 各一条。—50m 为主出矿水平，采用穿脉布置出矿巷道，间距 12m，单侧分岔口放矿，间距 8m。—40m 为拉底水平，沿脉布置 3 条拉底巷道，间距 13m。穿脉布置切割巷道，间距 12m，切割巷道与—50m 水平分岔口漏斗中心相对应。—30m 水平、—20m 水平与—10m 水平为下盘削弱辅助出矿水平，各辅助出矿水平在错动带外布置下盘穿脉出矿巷道，间距 12m，出矿巷道端部设沿脉切割巷道（图 4-33）。

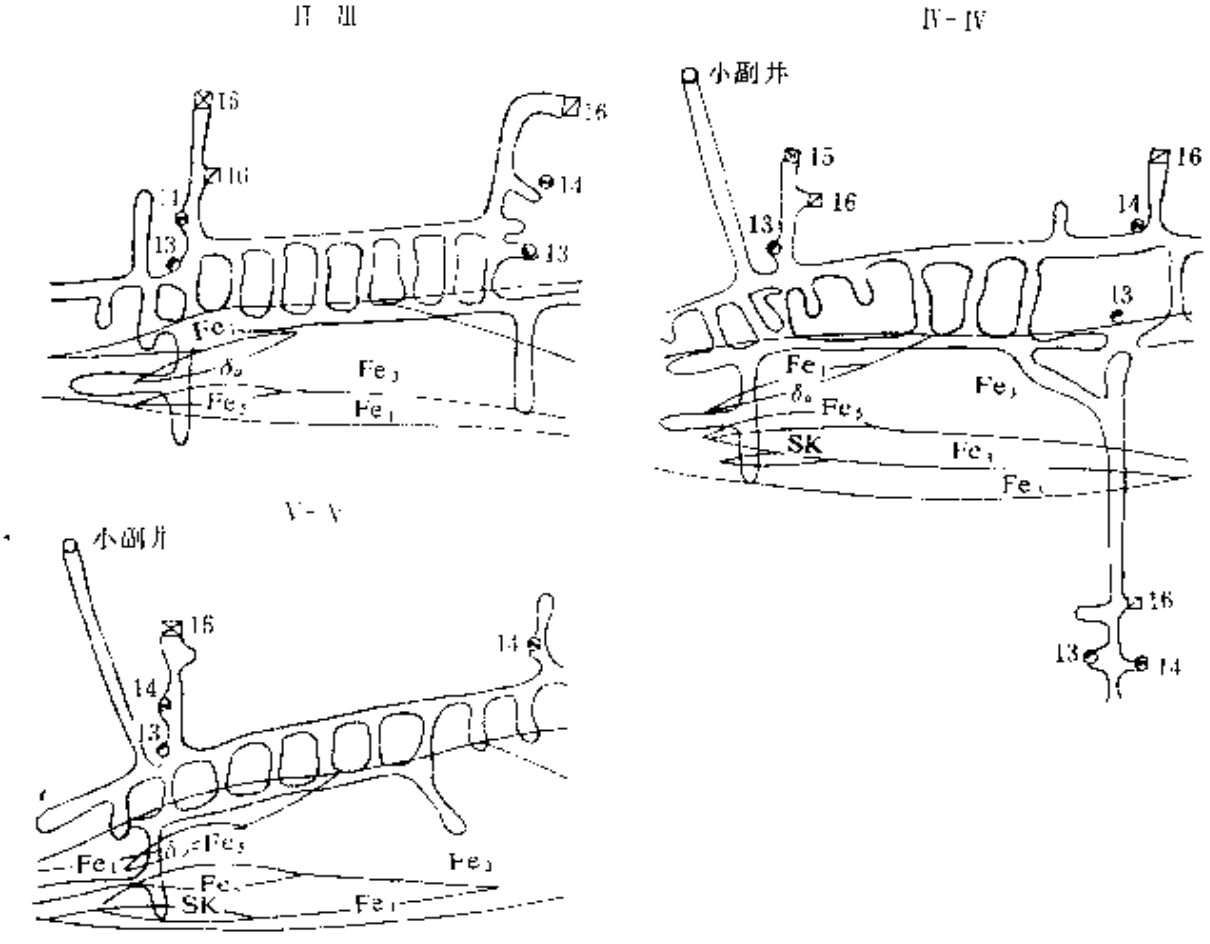


图 4-33　—30m（Ⅲ—Ⅲ）、—20m（Ⅳ—Ⅳ）、—10m（Ⅴ—Ⅴ）下盘削弱工程与辅助出矿水平平面图

13—矿石溜井；14—废石溜井；15—设备井；16—风井

4.5.4　底部出矿巷道掘进与支护

西部矿块—50m 至出矿水平的穿脉出矿巷道开掘断面 3.8×3.6m²，分岔出矿道 3.4×3.4m²，服务年限约三年，负担放出矿量约为 26 万 t。松软破碎多粉矿的矿体中，开掘这种大断面巷道对金山店铁矿尚属首次，是决定矿块崩落法试验能否成功的关键技术。采用简易光面爆破法掘进，对不同等级的岩性采用不同支护方法，取得了良好效果。

（1）穿脉出矿巷道的掘进与支护。先按小断面（3.0×3.0m²）用普通法掘进基巷，拱部预留 0.6m，两帮留 0.4m 厚光面层；其次根据预留光面层厚度具体情况钻凿光爆孔爆破，达到设计断面尺寸，见图 4-34。临时支护采用锚喷网柔性支护，遇粉矿、破碎段则光爆后即进行临时支护，如为块矿段，掘进 5～10m 后进行临时支护。摩擦锚杆排距 1.0m、杆长 1.8m，每排 9 根，喷射混凝土厚度 60mm。

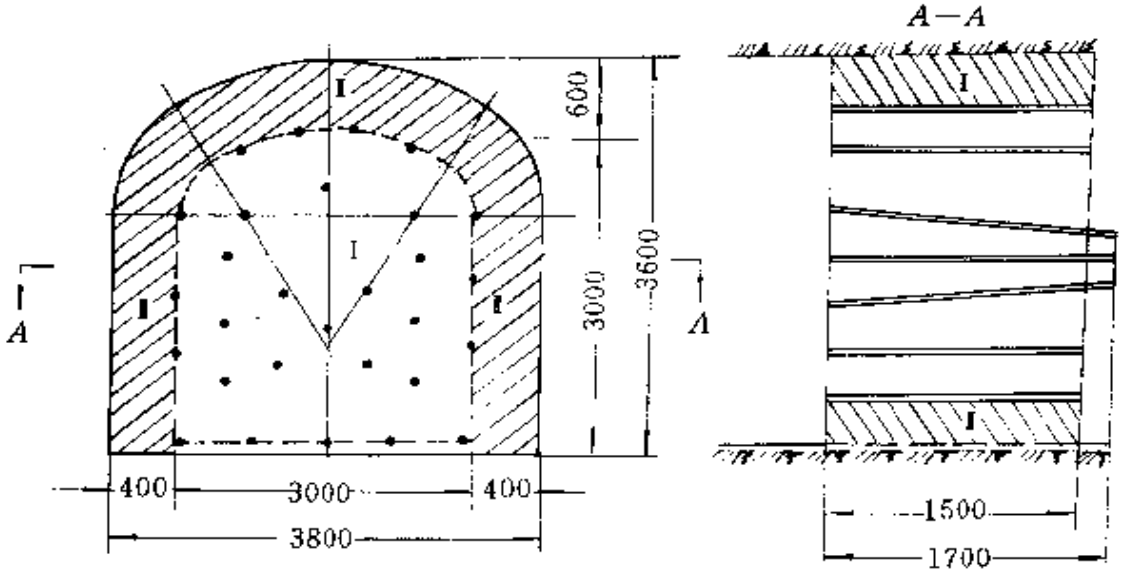


图 4-34　简易光爆分级分段掘进示意图

I —基巷；II —光爆层

先采用锚喷（网）柔性支护，使开掘后的岩体能及时获得一定支撑能力，使支护体具有一定的柔度以适应围岩的变形特性要求。在临时支护基础上进行永久性支护，采用拱部配筋浇灌混凝土刚性支护，临时支护后的 1～3 个月内进行，使支护体具有足够

的强度抵抗岩体以松脱地压为主的采动地压的破坏作用。浇灌混凝土厚 340mm，底板 200mm，拱部配筋，主筋 ϕ12mm，长 4m，副筋 ϕ8mm，长 1.2m。浇灌作业严把“配料—搅拌—捣实”三关，采用 JS-2 型运料车将干料送往搅拌地点，用红旗 663 型喷灌机作业。

(2)分岔巷道掘进与支护。分岔巷道掘进断面 3.4×3.4m^2，净断面 3×3m^2。掘进长度 5.8m，为了保护分岔口三角柱的稳固性，采用分段光面爆破法施工，见图 4-35。首先切掉三角块 1，使掘进工作面与分岔出矿道轴线垂直；然后小断面掘进 2，宽度 2.8m，再掘进 0.6m 厚的左帮光面层 3，达到设计断面，最后一次光面爆破掘至设计长度。

分岔巷道临时支护采用锚—喷—网—喷形式。随掘随完成，摩擦锚杆每排 7 根，喷射混凝土厚度两次达 120mm。

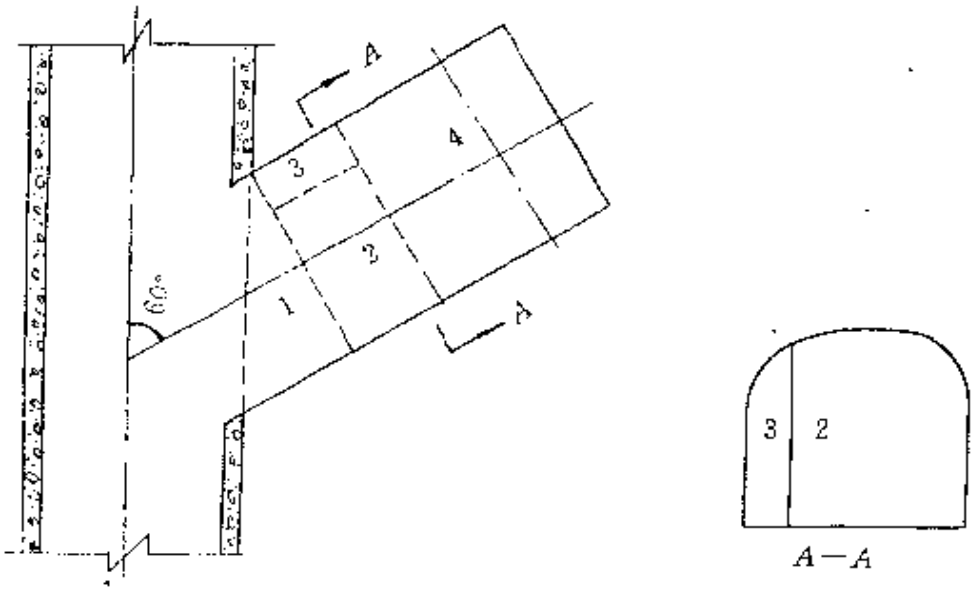


图 4-35　出矿分岔巷道掘进施工顺序

由于一次成井扩漏爆破和放矿过程中多次二次破碎爆破，影响分岔巷道的稳固性，故分岔巷道永久性支护必须加强，在临时支护基础上，增设 5 架矿用 11$^{\#}$ 工字钢支架，钢支架上捆扎钢筋再喷射混凝土两次，将钢支架全埋设于混凝土中。这就是加强型柔、刚支护结构体。总喷射混凝土厚达到 400mm，底板为 200mm。

(3)出矿巷道与分岔巷道支护结构如图4-36所示。实践表明，穿脉出矿巷道和分岔巷道的支护体强度完全符合要求，经历了拉底爆破，一次成井扩漏爆破，多次二次破碎爆破及大量放矿过程的动、静压作用未有发生整体性破坏。但局部破坏还是有的，从拉底开始前至大量放矿完毕共进行3次维护加固工作：第1次加固是在拉底之前的“补强”支护，第2次是在拉底结束之后至崩落放矿期间；第3次是在大量放矿前期。采用喷射混凝土、锚杆、锚喷网3种加固支护方法。这对维护底部结构稳定性是必要的。

4.5.5 拉底与切割削弱工程

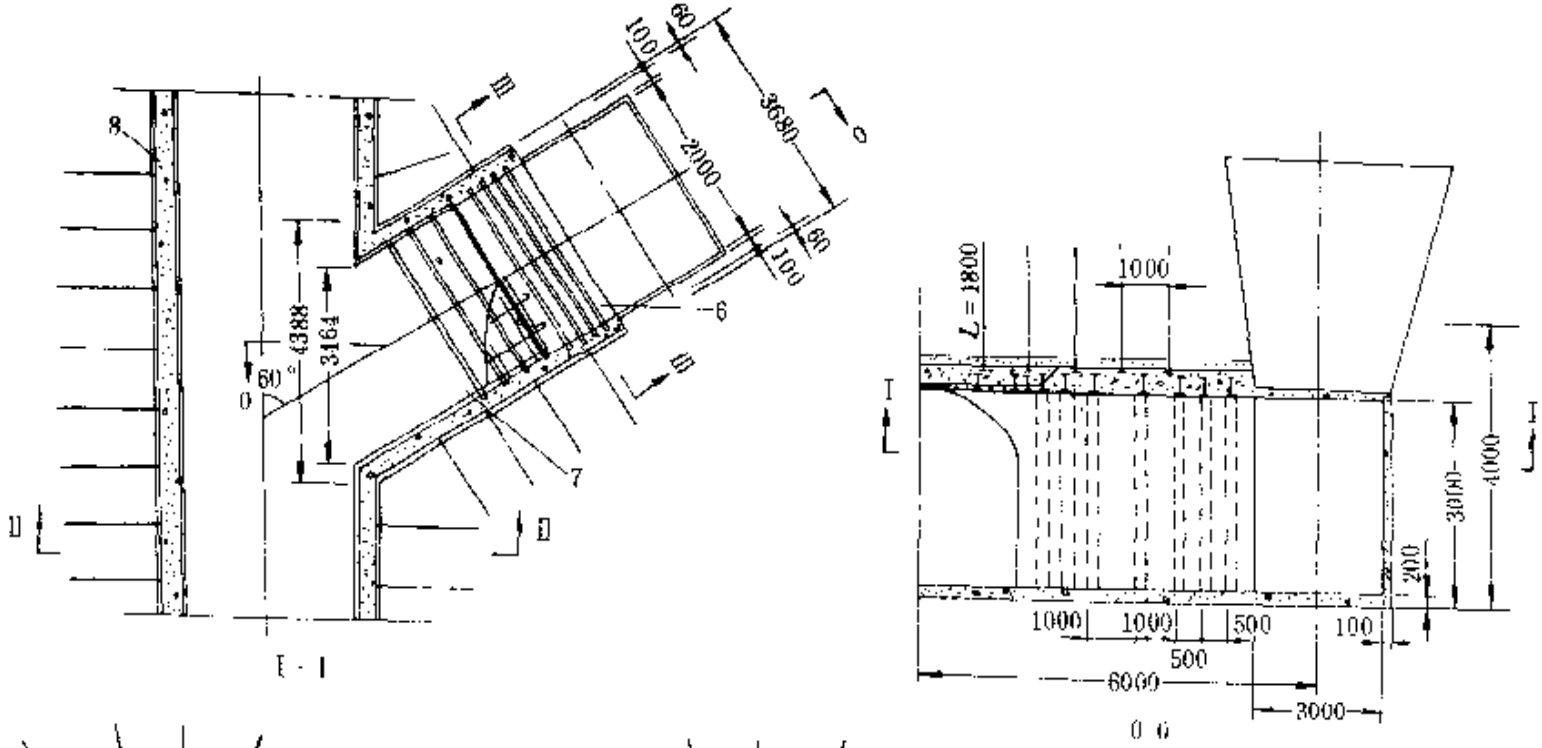
拉底和切割削弱是矿块崩落法关键技术之一。要实现初始崩落继而持续崩落，必须根据矿块的开采技术条件，合理地布置拉底切割削弱工程和正确选择其参数。试验矿块拉底与切割削弱工程采用矿块下盘削弱、端部切割、由下盘至上盘，由东边向西边实施拉底方案，取得了较好的效果。

(1)矿块削弱与端部切割。矿块削弱是利用－10m、－20m和－30m三个下盘辅助出矿水平的巷道和中深孔爆破以及三个下盘辅助出矿水平的出矿过程完成的（图4-37）

矿块的东端切割是在－40m拉底水平的12#切割横巷中布置20排向上的半扇形孔爆破完成的(图4-38)。西端切割是利用从上（－10m）至下（－40m）各水平的无底柱分段崩落法回采完成的。矿块的3个侧面都进行了切割削弱，阻断了原岩应力，改变了矿体中应力场的分布状态，使矿体一经拉底便可按照预定的方向和速度自然崩落。

(2)矿块拉底。西部矿块拉底顺序是由下盘向上盘，由西向东呈45°斜线连续后退式进行的（图4-39)。拉底工程布置见图4-39，在－40m拉底水平布置3条沿脉拉底巷道，间距13m，6条穿脉切割巷道，间距12m。在矿体东端的上、下盘矿体中分别布置一个切割井，作为拉底和切割爆破的初始自由面。拉底高度6～8m，拉底速度设计为0.6m/d，实际达0.7～0.9m/d。

炮孔采用QZJ-100B型潜孔钻机钻凿，孔径80mm，孔底距



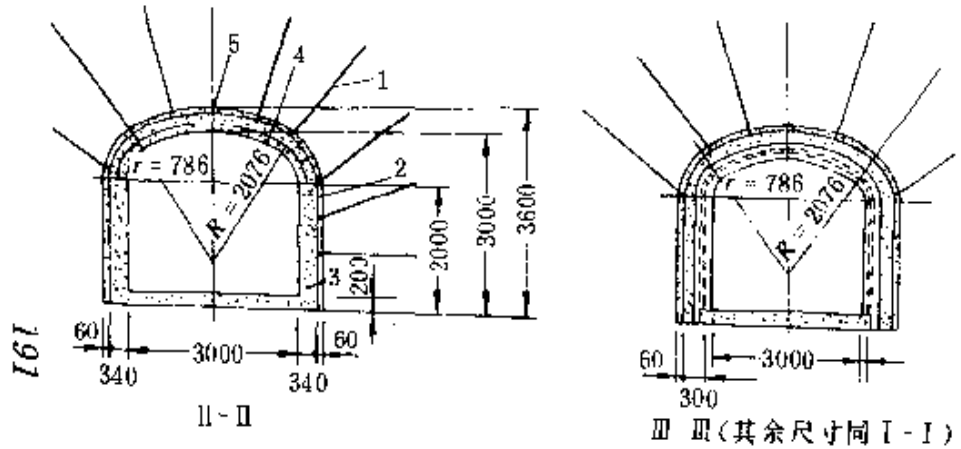


图 4-36　穿脉出矿巷道与分岔出矿巷道支护结构

1—缝管式锚杆；2—喷射混凝土；3—浇灌混凝土；4—主钢筋；5—副钢筋；6　钢拱架；7—分岔出矿巷道；8—穿脉出矿巷道

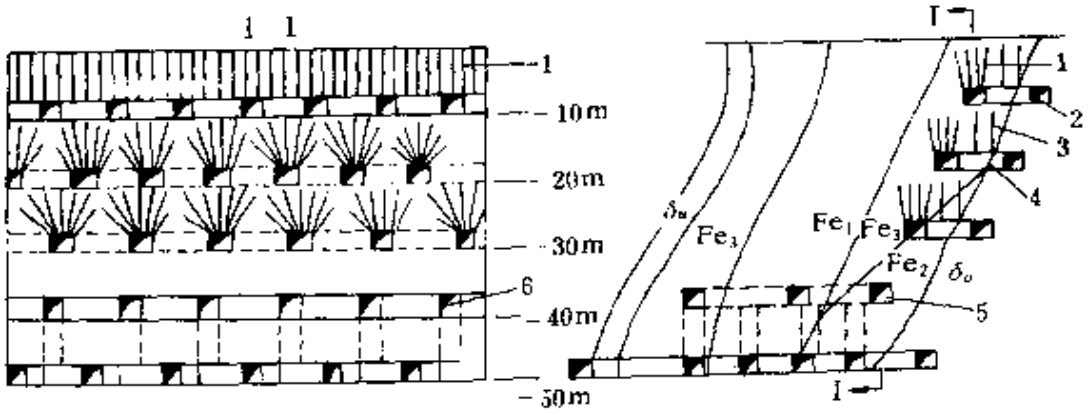


图 4-37　削弱拉底工程

1—削弱炮孔；2—下盘分段巷道；3—退采炮孔；
4—辅助穿脉出矿巷道；5—沿脉拉底巷道；
6—穿脉切割巷道

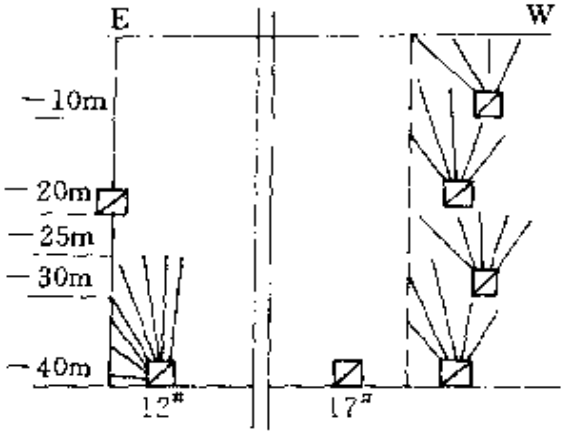


图 4-38　矿块端部切割

2.2～2.5m，最小抵抗线 2.0m。为了防止爆堆埋没炮孔孔口，第一排孔的最小抵抗线加大到 2.5m，将第二排孔缩小到 1.0m 形成加强排，以消除第一排孔最小抵抗线加大后可能产生的爆破质量问题。

（3）按照设计拉底后退方向，将全部炮孔 122 排分为 38 组，每组 2～4 排，每次爆破一组炮孔。破柱孔与邻近拉底孔同时爆破，

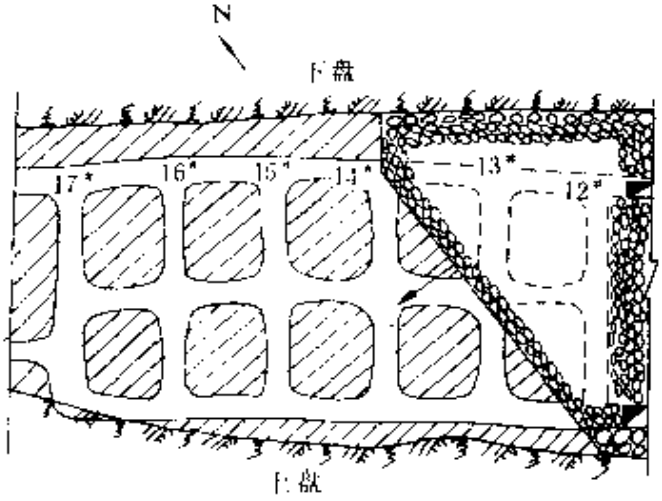


图 4-39　拉底顺序和拉底巷道布置

在 61～64 排爆破后，沿拉底巷与 13#～15#切割巷的三十个交叉口处发生了片帮与冒落，为此将拉底方向改为由上盘至下盘，由东向西平行后退进行，直至全部炮孔爆破完毕。

每次拉底爆破后，放出拉底崩矿量的 40～50%，放矿后检查前次爆破是否留有残柱，确认无有残柱，才可进行下一次拉底爆破。

4.5.6　中深孔一次爆破成井和劈漏

试验矿块共有 22 条出矿分岔巷道，在其端部开掘放矿漏斗（图 4-40）。放矿漏斗高度 7m，上口面积为 $6\times7m^2$，下口面积 $3\times2m^2$，采用中深孔一次爆破。

开掘漏斗时，中间为形成斗井的炮孔 12 个，周边为劈漏炮孔 12 个。炮孔用 QZJ-100B 型潜孔钻机钻凿，孔径 80mm。成井孔深度比斗井高度小 0.5m。

成井孔爆破用粉状 2 号岩石炸药，孔口不装药长度 1.5m。劈漏孔不装药长度与出矿口有关，距出矿口越近空孔长度越大些，以防止爆破对出矿口眉线处的破坏。沿炮口全长敷设导爆索，采用非电导爆管束联火雷管引爆。每个孔装两个起爆药包，每个起爆药包放一个雷管，成井劈漏孔共分九段起爆，成井掏槽孔三段、辅

助孔二段、角孔一段和劈漏孔三段。

放矿漏斗爆破要与－40m 拉底爆破顺序相匹配，即－40m 每完成一个单元的拉底爆破，接着在该单元下方的放矿漏斗进行成井劈漏爆破。

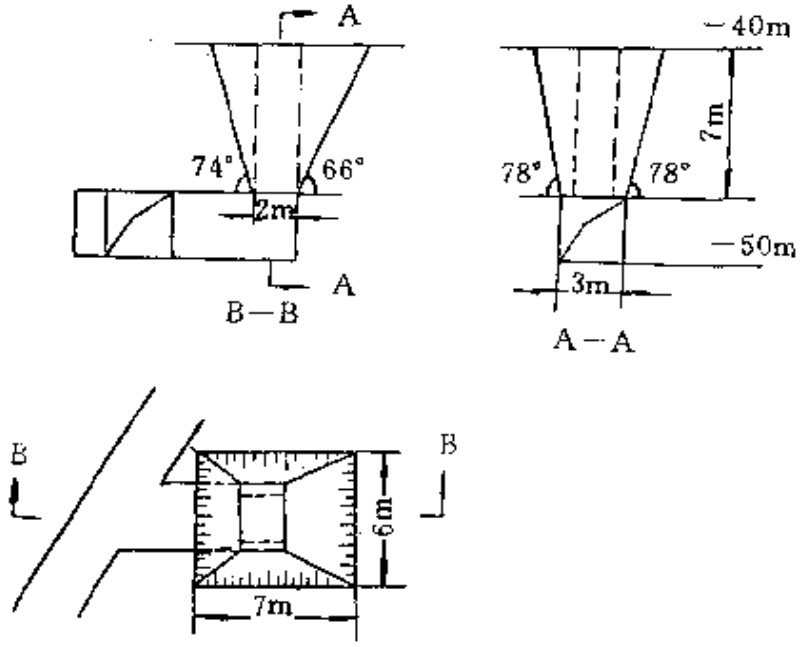


图 4-40　放矿漏斗结构

4.5.7　采场放矿控制

根据矿块赋存情况，采场放矿分成两个阶段完成。首先在－40m 水平拉底前完成下盘辅助出矿，其次是底部出矿。

4.5.7.1　下盘辅助出矿

下盘设置－10m、－20m 和－30m 三个辅助出矿水平（图 4-32）由上而下逐个放出，放到截止品位为止，一次回收完毕，－30m水平放矿必须在－40m 水平开始拉底之前结束。

下盘辅助出矿对矿块下盘具有明显的削弱作用，改变了拉底空间上部应力性质，变压应力为拉应力，有利于自然崩落。此外，作用在底部结构上的应力不断从－40m、－30m、－20m 水平巷道中释放出来，使采场应力状态发生了变化，有利于底部结构的稳固性。

由于矿体倾角不足，下盘辅助出矿回收了底部出矿水平不能放出的矿石，提高了矿块矿石回采率。

4.5.7.2 底部主出矿水平放矿控制

—50m 主出矿水平共设 6 条出矿巷道和 22 个出矿口，每个出矿口负担放矿面积 96m²，负担出矿量 12000t。

（1）放矿控制措施。拉底过程随拉底推进放出崩落矿石的 40～50%。崩落阶段放矿与崩落速度匹配进行，早期放矿速度取 0.15m/d，一份放矿量 33t/d，正常时期放矿速度取 0.2m/d，一份放出量为 45t/d。大量放矿阶段纯矿石回收阶段由下盘向上盘均匀放出，贫化矿石回收阶段由上盘向下盘一次性放出，即放到截止品位为止。

正常放矿期间每班在放出口取样，送到井下—60m 阶段用 X 射线荧光分析仪及时化验，一旦发现某出矿口品位变化较大时，便临时封闭出矿口，停放半个月左右之后再开口放出。视放出品位变化情况而定，若品位高于 30%便继续出矿，直至放到截止品位（20%）停止放出。

（2）试验矿块放矿实际结果列下：

1）放矿速度与放矿时间关系见图 4-41。

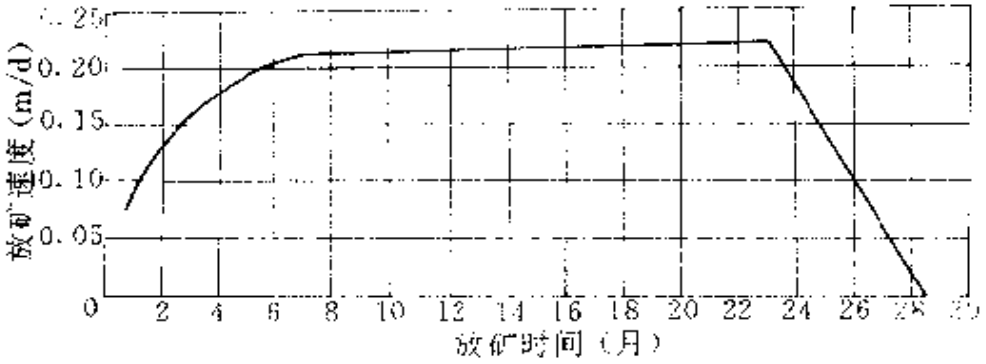


图 4-41 放矿速度与放矿时间关系曲线

2）大块产出率与放矿时间关系见图 4-42。

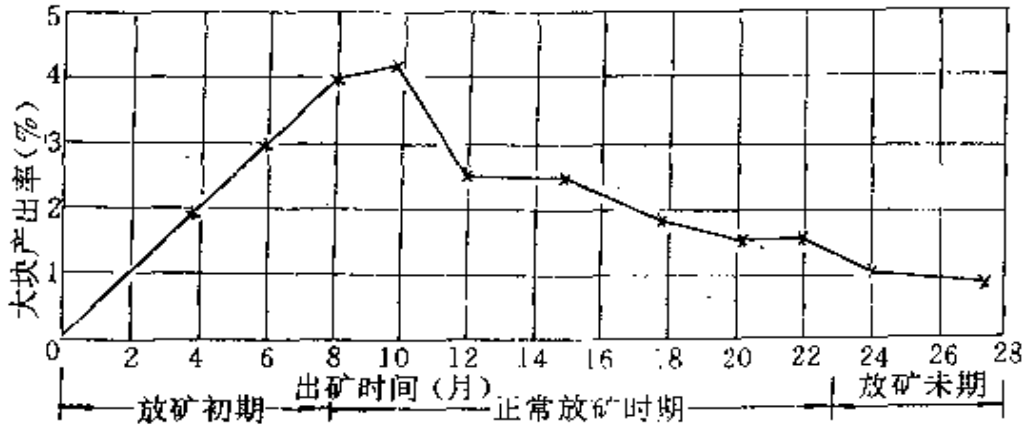


图 4-42　大块产出率与放矿时间关系曲线

3）矿石损失贫化曲线见图 4-43。

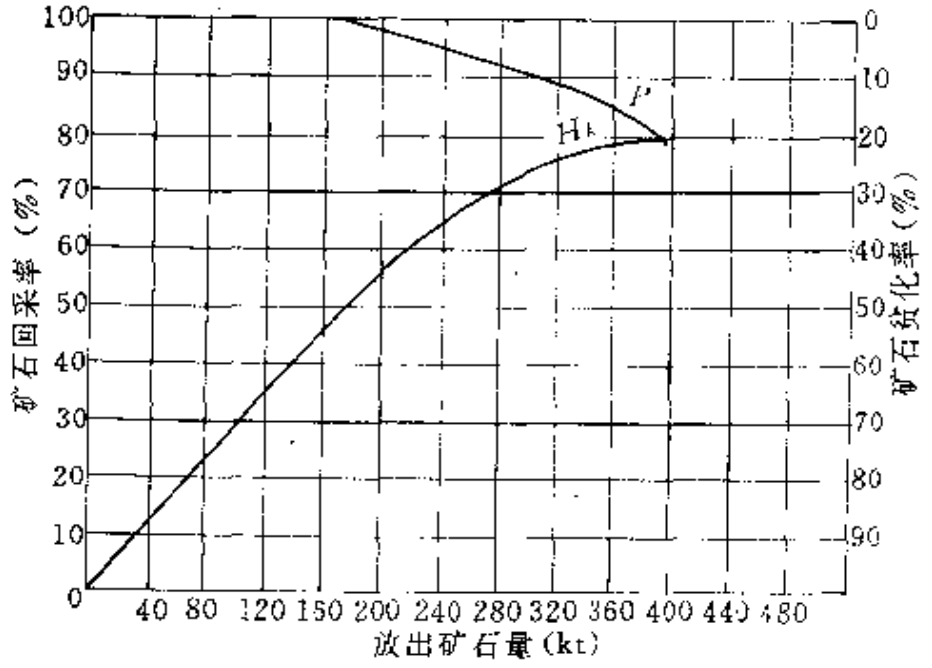


图 4-43　试验矿块矿石损失贫化曲线

H_k—矿石回采率；P—贫化率

试验矿块放矿主要技术经济指标列于表 4-19。

表 4-19　试验矿块放矿主要技术经济指标

指标名称		数值
矿石回采率（%）		81.49
矿石贫化率（%）		22.69①
大块产出率（%）		2.02
矿块平均生产能力（t/月）		10000
二次破碎爆破材料消耗	炸药（kg/t）	0.022
	火雷管（发/t）	0.015
	导爆管（m/t）	0.012
	导火索（m/t）	0.014

① 贫化率含矿体夹石率 12.3%。

4.5.8　地表回填及井下疏干

由生产经验可知，当崩落矿石含水率在 9～11%时，溜放性特别差。为改变此状况，采取了地表回填措施。将原小露天坑按东西 6.7%的坡度、南北 7.2～7.7%的坡度，利用原露天排土场的土石料进行回填，截住大气降雨渗入井下。共回填土石方 694922m³。同时利用 27 个 RQD 钻孔，在拉底前对矿体进行井下疏干。获得的效果是晴天矿石含水率为 8.317%，小雨天矿石含水率 9.745%，暴雨天 9.865%，与粉矿自然含水率 8.67%相近。虽然未达到设计要求（6～8%），但基本扭转了雨季和暴雨天汇水直接渗入井下严重干扰回采的被动局面。在整个回采期间，崩落矿石的溜放性得到了改善，崩落矿石都能从漏斗顺利放出，达到了地表回填和疏干的目的。

4.5.9　试验矿块主要技术经济指标

矿块崩落法的试验成功，是软破厚大的难采矿体采矿技术的重大突破，获得了好的技术经济效果，试验矿块主要技术经济指标列于表 4-20。

表 4-20　矿块崩落法技术经济指标

指标名称	单位	数值
纯矿石回收率	%	42
矿石回采率	%	81.49
金属回收率	%	85.86
矿石贫化率①	%	22.59
采切比	m/kt	4.96
C-30 装运机台效	万 t/台·a	9.5
钻机台效	m/台·班	16.7
每米炮孔崩矿量	t/m	20.23
大块产出率	%	2.02
一次炸药单耗②	kg/t	0.17
二次破碎炸药单耗	kg/t	0.022
矿石崩落速度	m/d	0.21～0.27
放矿速度	m/d	0.15～0.21
采矿强度	$t/m^2 \cdot a$	85.6
采场下降速度	m/a	17.2
采矿回填比	t/t	0.582

①包括夹碎 12.3%；

②按矿块待采矿量计算。

4.6　端部出矿的阶段自然崩落法

——金山店铁矿开采难采矿体的经验之二

金山店铁矿、马鞍山矿山研究院、武钢矿山部和青岛冶金矿山大学共同对金山店铁矿Ⅱ采区粉矿进行采矿技术攻关。结合215矿块试验研究了端部出矿的自然崩落法，该采矿法矿块底部垂直走向布置回采进路，自进路钻凿炮孔，按回采步距崩矿完成拉底工作后，上部矿石靠自然崩落，矿石从进路端部放出。在矿体中间开立槽，从立槽向上、下盘退采。

经3年多的工作，实践表明，该采矿方法回采粉矿是成功的，取得好的效果，为回采极为松软破碎的矿石（粉矿）开辟一条新的技术途径。1992年冶金部组织鉴定。

本节内容是根据参考文献［9］、［22］、［39］写的。

4.6.1 金山店铁矿Ⅱ采区矿体215矿块赋存情况和采矿生产中问题

4.6.1.1 Ⅱ采区粉矿回采中问题

Ⅱ采区是该矿粉矿含量最高的一个采区。在±0～－60m水平粉矿含量为60%左右，在－60～－115m水平则增高到79%，约比其它采区高2倍以上，且在矿体中夹有厚度不等的粉砂状矿，因而给Ⅱ采区的生产带来很大困难，其中215存在的主要问题有：

（1）巷道垮冒非常严重。215矿块原设计采用无底柱分段崩落法回采，但由于粉矿含量大，巷道破坏严重，以至不能掘进成巷，故仅回采下盘侧块矿部分，将上盘侧粉矿残留下来，如图4-44所示。

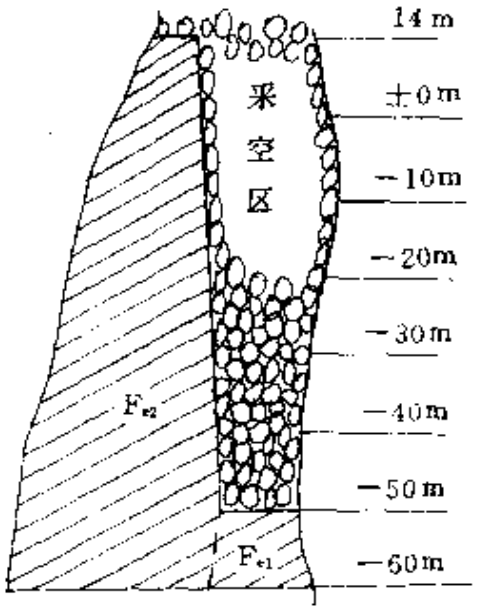


图4-44 215矿块开采现状示意图

±0～－20m水平间的各分段进路，采用喷锚或金属棚子或木棚子支护，全部掘进到位，巷道的成巷率较高，但回采时由于采动地压的影响，位于粉矿中的巷道大部分垮冒。－30～－50m水平间的各分段进路，只要一掘至粉矿部位，巷道即因垮冒严重而被迫停止，致使各条进路都无法掘到设计位置。215矿块中，±0～－50m水平间进路的垮冒长度1345m，约占设计总长度的59.4%，进路总成巷率为48.5%，粉矿中成巷率仅为13%。

（2）矿石损失严重。由于进路的大面积垮冒，以及大部分粉矿巷道掘不到位，因而215矿块粉矿无法回收。±0～－50m水平

间的矿石损失率高达 56.72%，从 14～－50m 水平间的 18.09 万 t 品位较高的粉矿，一直未能进行回采。

（3）正常回采顺序被打乱。由于大量粉矿无法回收，使Ⅰ采区中部的下降速度加快，形成“中间低，两翼高”不合理的回采格局。同时还造成采掘比例失调。如此发展下去，将会引起较大的地压活动。

4.6.1.2　215 矿块赋存情况

该矿块的倾角 84°～90°，矿厚 15～44m，平均 30.2m，粉砂状粉矿厚 5～10m，粉矿含量占结存矿量的 82.62%，其中粉砂状粉矿占粉矿总量的 35%，块粉占 65%。矿块长 80m，高 74m。矿石单轴抗压强度，块矿为 70～100MPa，属中等稳固，粉矿为＜5MPa，属不稳固至极不稳固。上盘为角页岩、矽卡岩，单轴抗压强度，前者为 80～120MPa，后者为 30～60MPa，属中等稳固至不稳固岩体。下盘主要为石英闪长岩和大理岩，单轴抗压强度为 80～120MPa，属中等稳固岩体；局部有矽卡岩，属不稳固岩石。矿体内有两条较大断裂构造，与矿体走向一致，对矿体稳固性影响很大。节理裂隙发育，局部蚀变较强烈，夹石较多，有少量裂隙水。该矿块构造复杂，靠上盘为似块状粉矿，靠下盘为块状磁铁矿，粉矿与块矿间夹有一层粉砂状粉矿。

该矿块－50m 水平以上的块矿已用无底柱分段崩落法采完；±0～－20m 水平间的三个分段进路均掘至矿体上盘，但在粉矿中的巷道回采时全部垮掉；－30～－50m 水平间的各分段进路只掘至块矿边界，靠上盘的大量粉矿未经采动，－50～－60m 水平间的矿石全部没经过回采。

该矿块 14～－60m 水平结存的备采矿量总计为 23.52 万 t，其中 14～－50m 水平结存的粉矿为 18.09 万 t，－50～－60m 水平结存的块矿和粉矿为 5.43 万 t。矿石品位的平均值为 46.45%，夹石率为 15.84%。

4.6.2　矿体可崩性评价与矿岩稳固性分级

矿体可崩性与矿岩稳固性是选择采矿方案、巷道掘进支护方

法及分析采场地压活动的重要依据。

根据矿山已有资料和对215矿块的工程地质调查，对215矿块的可崩性和稳固性作如下的分析评价：

（1）粉矿含量高。215矿块的块矿（Fe_1+Fe_3）占矿石总面积的18.69%，粉矿（Fe_2+Fe_4）占81.31%。

（2）构造复杂。215矿块含有块状富矿（Fe_1），块状贫矿（Fe_3）、粉状富矿（Fe_2）和粉状贫矿（Fe_4）。在粉矿中又有似块状粉矿、块粉混合状粉矿和粉砂状粉矿。其中粉砂状粉矿稳固性极差，开采难度也最大。

（3）接触破碎带处的矿岩稳固性极差。在靠近下盘的矿岩接触带处，由于受大断裂的影响，矿岩松软破碎，当巷道掘至此部位时，支护不及时就发生冒顶现象。

（4）夹石多。215矿块14～-60m水平间的夹石量占矿块地质储量的15.84%。夹石主要为砂卡岩、闪长玢岩和少量角页岩。这些夹杂在粉矿中的夹石有大有小无一定规律，对巷道稳定性影响很大。

（5）断裂构造发育。矿体中有两条主压性断裂，一条位于矿体中部；另一条位于近矿体下盘处。两条断裂与矿体走向近似平行，间距近者3.5m，远者18m。此外还有多条张性和压扭性与矿体走向近似平行的次生断裂，分布在矿体的上下盘矿岩接触带及矿体内，对矿体的完整性具有很大破坏作用。

（6）RQD值很低。根据矿山已测得的RQD值和本矿块各种不同矿岩所占的面积，推算得出的矿块平均RQD值为10.15%，比该矿曾经试验过矿块崩落法矿块的RQD还低。

根据上述工程地质调查资料和影响可崩性各种因素的评价标准，采用“直评法”（JZPZ法，见4.5.2）得出了215矿块可崩性分级评价结果：极难崩落的（Ⅰ级）没有，易崩落和极易崩落的（Ⅴ Ⅵ级）占74.21%，较易崩落的（Ⅳ级）占10.25%，一般崩落的（Ⅲ级）占11.52%，难崩落的（Ⅱ级）只占3.52%。从总体上考察该矿块的矿体可崩性从较易崩落至极易崩落的共占

84.96%，属容易崩落的矿体。

4.6.3 215矿块采矿方法与采准

根据215矿块赋存条件和该矿的生产现状，按下列要求选择采矿方法：

(1) 要将215矿块14～－16m水平间结存的矿量尽可能多的回采出来，并要达到规定的指标：矿石回采率65～70%，矿石贫化率小于25%。

(2) 充分利用矿体可崩性好的有利条件，克服或转化不利条件，以确保回采方案的实施。

(3) 攻关与生产紧密结合，尽量做到科研与生产同步进行。

(4) 应用现有生产技术前提下，积极采用切实有效的先进技术。

(5) 采用的采矿方案简便易行、安全可靠、应变能力强和成本低廉。

根据上述需求，经过多方案的分析比较，最后选定端部出矿的阶段自然崩落法，如图4-45所示。

试验矿块长80m，宽度等于矿体厚度平均为30.2m，回采高度74m。该采矿法仅在－60m水平设置采准切割工程，在矿体上盘岩石和下盘岩石中在距矿体约10m处设联络道，上下盘联络道分别与上下盘的矿石溜井相通，穿脉布置回采进路，进路间距10m。在矿体中央沿脉布置一条切割巷道，切割巷道中间布置一条切割井，用切割巷道与切割井掘切割槽，自切割槽向上、下盘退采，自回采进路钻凿炮孔，按步距崩落矿石，以此完成拉底工作后，上面的粉矿石自然崩落下来，从回采进路端部放出矿石，用C-30装运机运送到矿石溜井。

上盘联络道利用原来阶段运输巷道，17号进路为原来的穿脉运输巷道。设计的切割巷道与切割井，实际中没有开掘，利用粉砂状粉矿作为切割槽，因而取消了切割工作。215矿块共掘进采准巷道722m，6884.1m³；实际掘采比为2.94m/t，28.06m³/kt。在稳固性较好的矿岩中，巷道掘进断面为9.24m²，净断面为

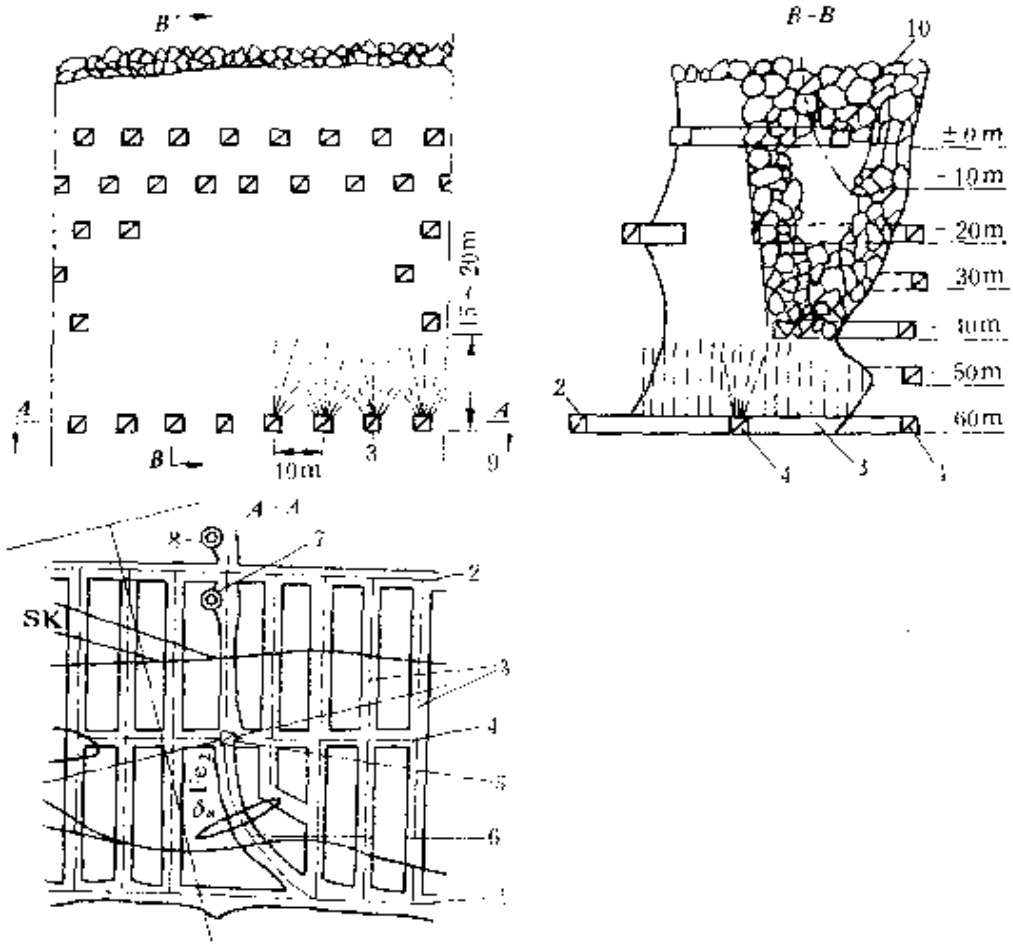


图 4-45　端部出矿的阶段自然崩落法结构示意图

1—下盘联络道（原下盘运输巷道）；2—上盘联络道；3—回采进路；
4—矿体沿脉切割巷道；5—切割井；6—回采进路（原穿脉运输巷道）
7—矿石溜井；8—废石溜井；9—崩矿（拉底）炮孔；
10—用无底柱分段崩落法回采的下盘采空区
（图中—60m 以上的巷道为原无底柱分段崩落法用过的巷道）

8.53m²；粉矿中巷道掘进断面为 10.88m²，净断面 8.37m²。

4.6.4　切割、拉底与回采工作

（1）在巷道掘进和工程地质调查过程中发现，粉砂状粉矿层赋存位置恰好在设计的切割槽处，其原厚度（5～10m）也与设计切割槽宽度相近为此，在采准过程中决定取消切割巷道，利用粉砂状粉矿层作为回采时的切割槽，实践证明是可行的。

（2）由于 215 矿块粉矿可崩性好、易自然崩落，为此，未设

计拉底专用工程，随退采崩矿完成拉底工作。根据实际经验，粉矿中允许的最大暴落面积约为 $50m^2$，暴露时间超过 2 天就可自然崩落，故每个步距爆破两排炮孔，炮孔排间距 2.5m，为了扩大暴露面积，相邻两条进路同时崩矿退采，崩矿拉底后，上面粉矿能自然崩落下来，并可连续崩落。

（3）为了防止下盘采空区废石过早混入，以及控制采场地压活动，采取如下的回采顺序：

1）先从上盘进路回采切割槽附近矿石，在此处集中出矿，大量放出矿石，一直放到截止品位为止，试验矿块在此处放出矿石量占底部放出总矿石量的 55.78%

2）然后从上盘进路与下盘进路退采矿石，先回采似块状粉矿和块状粉矿，最后回采下盘进路稳固性较好的块矿。

（4）凿岩爆破。采用立面扇形中深孔爆破，炮孔直径 80mm，排距 2.5m，孔底距 2.2～2.8m，边孔角 50°，每排 7 个孔。粉矿地段最大孔深 16.5m，炮孔总长 82m；块矿地段最大孔深 14.7m，炮孔总长 58m。炮孔用 YQ-100D 型架柱式潜孔钻机钻凿。用 FZY-2 型装药器装药，导爆索和导爆管起爆，每排 7 个孔分三段起爆，每次爆破 1～2 排炮，每米炮孔装药量为 5.7kg/m。

（5）矿石的自然崩落。由于矿体可崩性好，因而在整个回采过程中，矿石的自然崩落基本是连续的，没有出现长期、大面积的悬顶现象。小面积的悬顶，经爆破震动或暴露 2 天以上时，即可自然崩落下来，观察表明，矿块中部地段崩落状况极好，近上盘地段差些，自然崩落下来的矿石均为块度很小的粉矿，大块很少。出矿中出现的大块多为夹石或混入的废石。试验采场大块产出率小于 1%，二次破碎炸药单耗仅为 0.015kg/t。

（6）出矿。采用 C-30 型风动装运机出矿，回采时上下盘各安排一台装运机出矿，高峰时期安排过三台装运机同时出矿。由于粉矿易铲装，运输距离较短，因而装运机效率较高，台班最高为 315t，平均为 101t。台月最低 1144t，最高 13264t，平均 7906.7t。矿块月生产能力：最低为 6377t，最高为 27689t，平均为 16355t。

出矿从1991年2月开始，1992年4月结束，共采出矿石24.53万t。

4.6.5 试验矿块的主要技术经济指标

215矿块采用端部出矿的阶段自然崩落法开采的试验研究是成功的，取得好的效果。该采矿法具有结构与回采工艺简单，采准工程量小，应变能力强，采矿强度高，作业安全等优点。为粉矿开采开辟了一条新的技术途径。

主要技术经济指标列于表4-21。

表4-21 215矿块主要技术经济指标

项　目	单　位	攻关后（端部出矿阶段崩落法）	攻关前（无底柱分段崩落法）	前后对比（%）
采出矿石量	万t	25.53		
矿块生产能力	万t/a	21.52	13.39	+38
掘采比	m/kt	2.94	8.5	−289
矿石回采率	%	79.20	78.89	+0.39
贫化率	%	24.07	24.98	−3.8
采出矿石品位	%	36.26	33.80	+7.3
采矿强度	t/a·m²	89.10	30.14	+296
巷道成巷率	%	97.8	40.26	+241
每米炮孔崩矿量	t/m	30.3	12.0	+253
装运机平均效率	t/台·班	105	62	+169
一次炸药单耗	kg/t	0.035	0.435	−0.4
二次炸药单耗	kg/t	0.015		
大块率	%	1		

4.7 平底柱阶段自然崩落法

——镜铁山铁矿开采破碎矿体的经验之一

酒钢镜铁山铁矿与马鞍山矿山研究院共同对桦树沟矿区破碎矿体开采进行技术攻关。1986年开始，1992年基本完成了各项研究内容，1992年10月冶金工业部组织鉴定。在试验研究中对矿石可崩性与崩落规律、底部结构稳固性、拉底切割方法、采场地压

显现规律和放矿控制等方面进行了许多的分析研究工作。实践表明，在破碎矿体中采用阶段自然崩落法是可行的合理的。

本节内容是根据参考文献［11］编写的。

4.7.1 试验矿块赋存情况及开采中的问题

（1）试验矿块位于三采区Ⅳ矿体东部，20～21 勘探线之间，3060m 阶段运输水平之上。矿体倾角 85°～90°，矿体厚度为 30～90m，平均 45m。地表东高西低，最高标高 3160m，最低标高为 3108m，地表覆盖层厚度为 1～12m，矿块走向长 96m，矿体宽度为矿体厚度，平均为 45m，矿块最大高度为 90m，最低为 47m，平均为 70m。

矿石为菱铁矿与镜铁矿，矿体呈层状和透镜状，矿石平均品位为 36.2%。矿岩界线明显，产状整合。由于受地质构造和地表风化的作用，矿岩特别是矿体中节理裂隙十分发育，次生构造复杂，致使矿体稳定性很差，矿体中掘进与维护巷道困难，容易冒顶。岩体稳定性比矿体稳定性好些，但下盘矿岩接触处稳定性很差，上盘矿岩接触处稍好些。

（2）试验矿块原设计采用无底柱分段崩落法开采，分段高度 12m，进路间距 10m，划分为 3120m、3108m、3096m、3084m、3072m 和 3060m6 个分段。各分段都掘进了一些巷道。由于中深孔凿岩挟钎严重，施工困难，后改为峒室爆破回采，也因巷道垮冒严重未能采用。

（3）矿岩物理力学性质，见表 4-22。

（4）根据 2 个工程地质钻孔资料，得出钻孔平均 RQD 值分别为 3.14%和 2.87%应属易崩落矿体。

（5）根据巷道平均节理频数（含水平节理）计算巷道 RQD。

试验矿块内节理主要有 3 组，第 1 组和第 2 组节理空间上呈“X”型产出，节理多数为张开的，张开度一般为 1～5mm，个别达 10mm，充填物较少，约有 20%的节理有重晶石充填，节理面通常为平直，这两组节理为张性节理，或压扭性。水平节理组大部分是闭合状态，局部有张开，张开部分均为重晶石充填，节理

面较光滑，为剪节理。平均节理间距第1组为0.143m，第2组为0.124m，第3组为0.4m。

表4-22 矿岩物理力学性质

序号	矿岩类型		铁矿石	千枚岩
1	比重		3.96	2.90
2	体重（t/m³）		3.78	2.87
3	孔隙度（%）		4.09	1.04
4	试块单轴抗压（MPa）		120～160	50～100
5	现场矿体强度（MPa）		30.4	
6	弹性模量（MPa）	静	7.23×10^4	6.25×10^4
		动	8.60×10^4	
7	泊松比	静	0.26	0.20
		动	0.36	
8	抗拉强度（MPa）	垂直断层	29.2	
		平行断层	2.7	
9	松散系数		1.53	1.5
10	内摩擦角		85°	81.35°
11	自然安息角		40.22°	

调查中还多处见到倾向N20°W，倾角为60°～80°的大裂隙（或次生小构造），平均12m出现1条，在其附近还有300～500mm的碎裂带，在碎裂带中节理、层理十分发育，一般间距为10～50mm，裂隙充填物为碧玉或粉末岩屑等，强度不大，裂隙面平直光滑。

穿脉巷道中节理调查得出节理频数，再依据节理频数计算出巷道RQD值，见表4-23。

表4-23 巷道RQD指标

穿脉巷道	5	6	7	8	9	10	11
节理频数(条/m)	0.4	11.6	24.1	17.5	17.7	10.8	10.5
RQD值(%)	60	50	0	18	18	55	60

通过各种可崩性评价方法分析评价之后，得出的结论是，试验矿块可崩性属于好到非常好。

4.7.2 平底柱阶段自然崩落法方案结构

根据矿体赋存条件和矿石破碎性质，以及国外类似矿山的经验，经过分析比较之后，决定采用平底柱阶段自然崩落法（图 4-46），该方法结构上主要特点是，矿块下部布置有两层采准工程，一为 3078m 的拉底水平，另一为出矿水平。拉底水平有 8 条穿脉

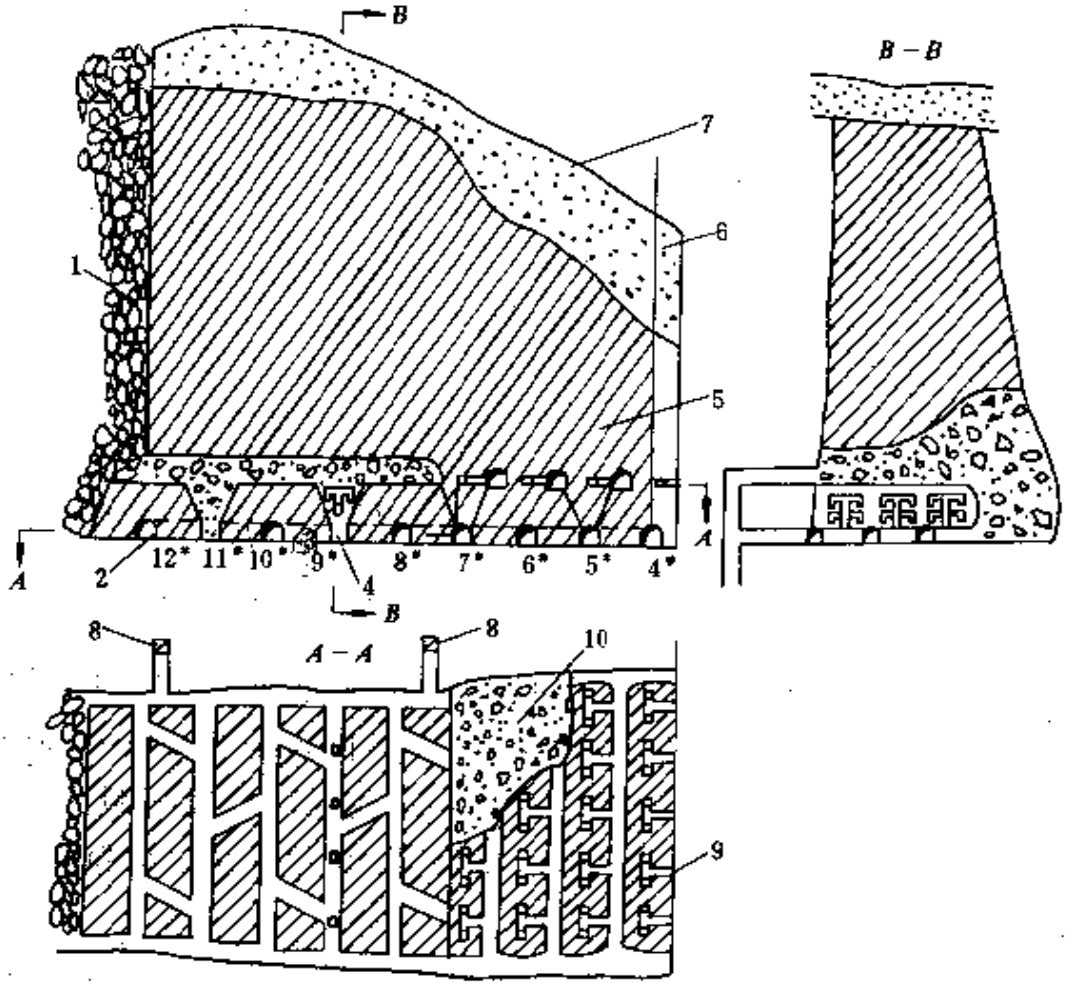


图 4-46 平底柱阶段自然崩落法

1—崩落废石；2—出矿巷道；3—堑沟切割硐室；4—堑沟巷道；5—矿体；6—矿块边界线；7—覆盖岩层；8—矿石溜井；9—拉底硐室；10—已拉底部分

巷道，在穿脉巷道间柱中布置拉底爆破硐室。出矿水平有出矿穿

脉巷道、斜巷和堑沟切割巷道，在堑沟切割巷道中布置爆破硐室。堑沟拉开后，即由出矿斜巷进行装矿，经上盘联络巷道分别卸入2条溜井中。

4.7.3 采准工程与支护

(1) 首先在3072m水平掘进拉底巷道，采准巷道用普通法掘进。全部用喷射混凝土支护，喷层厚度60～80mm。局部极其破碎地段采用浇灌混凝支护。然后按爆破设计在穿脉巷道间柱中开掘爆破硐室。其次，在3060m水平掘进出矿巷道和堑沟切割巷道等。联络巷道、出矿穿脉巷道和出矿斜巷采用喷锚支护，堑沟切割巷道素喷支护，出矿口附近采用钢拱架整体浇灌混凝土支护。拉底工作基本结束后，即开始开掘堑沟爆破硐室和进行爆破，堑沟开掘后即可进行出矿工作。

支护以素喷和喷锚为主要支护手段，局部增加钢架浇灌混凝土支护。支护的技术思路是：

1) 根据不同类型的巷道工程用途、服务年限和地压大小把巷道工程分为3类，对应地分为3级支护形式。

2) 采用以喷锚柔性支护为主，刚性支护为辅支护方案。

3) 允许巷道支护结构出现局部变形破坏，并控制在生产安全允许的范围内。

4) 在拉底爆破和堑沟爆破后，进行局部补强加固支护。

采准切割工程分类和支护分级情况见表4-24。

表4-24 巷道工程分类和支护分级

工程类型	工程名称	主要用途	服务时间	重要性	地压大小	支护级别	支护形式	巷道长度(m)	所占比例(%)
Ⅰ	3072m穿脉、沿脉巷道、溜井联络道 3060m下盘沿脉巷道、堑沟巷道	拉底爆破 拉底出矿 爆破自由面 堑沟爆破	短	次要	较小	一级	素喷	883	67.10

续表 4-24

工程类型	工程名称	主要用途	服务时间	重要性	地压大小	支护级别	支护形式	巷道长度(m)	所占比例(%)
Ⅰ	3060m 出矿巷道、上盘沿脉巷道、出矿斜巷后部、溜井联络道	出矿 出矿 出矿 出矿	长	重要	较大	二级	喷锚	317	24.09
Ⅱ	3060m 出矿斜巷前部、斜巷、出矿巷道、堑沟巷道交叉口	出矿 出矿	长	重要	最大	三级	喷锚+钢架浇灌混凝土	116	8.81
合计								1316	100

根据采准工程总量和预计采出矿量计算，得出掘采比为 2.5m/kt 或 23.6m³/kt，不足无底座分段崩落法的一半。

4.7.4 拉底工程

原设计用中深孔爆破拉底，但由于夹钎和堵孔严重，无法实施，改用硐室爆破拉底，如图 4-50 所示，共布置 82 套硐室，在拉底过程中，部分地段出现残柱，又补打 9 套硐室，共计开掘工程量为 476.9m（777.3m³）。

拉底硐室结构如图 4-48 所示。

拉底顺序呈斜线阶梯式推进，如图 4-47 所示。拉底高度为 6.5m，一次性爆破的拉底面积最小为 70m²，最大为 960m²。一次爆破装药量最大为 5980kg，最小为 300kg，人工装药，在硐口用矿石碴填塞，采用微差爆破技术，同时起爆的炸药量控制在 1500kg 以下，以减少爆破冲击波和地震波对出矿巷道的破坏作用。每次爆破后，用 C-30 装运机在拉底巷道中出矿，放出当次爆

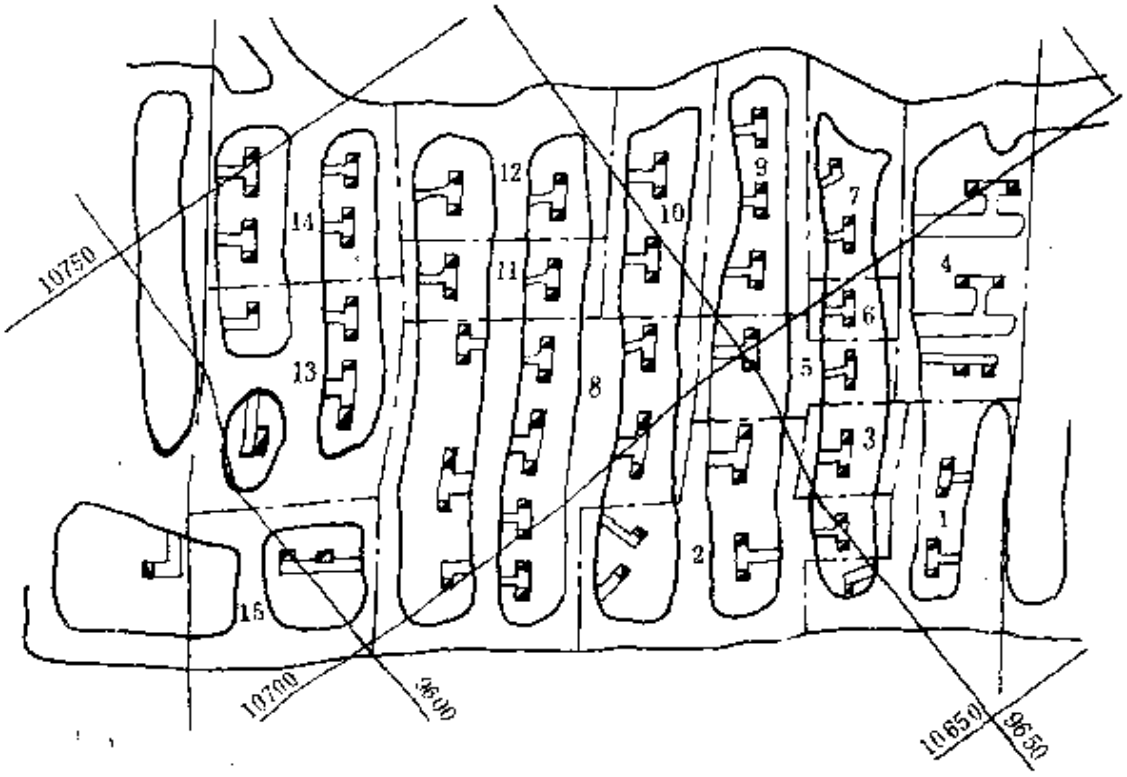


图 4-47　拉底硐室平面布置和实际拉底顺序

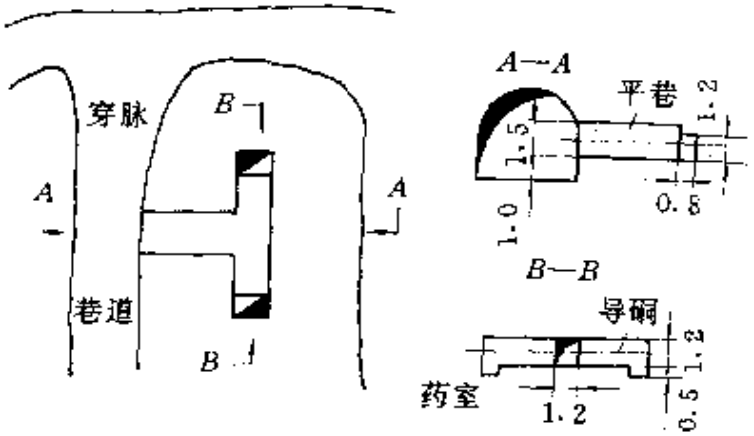


图 4-48　拉底硐室结构

破量的 40%左右。拉底质量较好，没有出现大面积悬顶现象。共爆破 14 次，91 套硐室，拉底面积 4996m²，爆破矿量 28690.7t，平均单位炸药消耗量 1.29kg/t，拉底单位面积炸药消耗量为 7.38kg/m²。拉底工作共进行 6 个月。

4.7.5　堑沟开掘

拉底工作结束后，即可开始开掘堑沟，堑沟爆破硐室开掘一套之后就进行爆破，即以硐室为单元，掘完一个爆破一个，同时进行回采出矿。

开掘堑沟爆破硐室布置如图 4-49 所示，在 3060m 水平堑沟巷道内每隔 16m 布置一套爆破硐室，每条堑沟巷道 4 套，共布置 16 套。

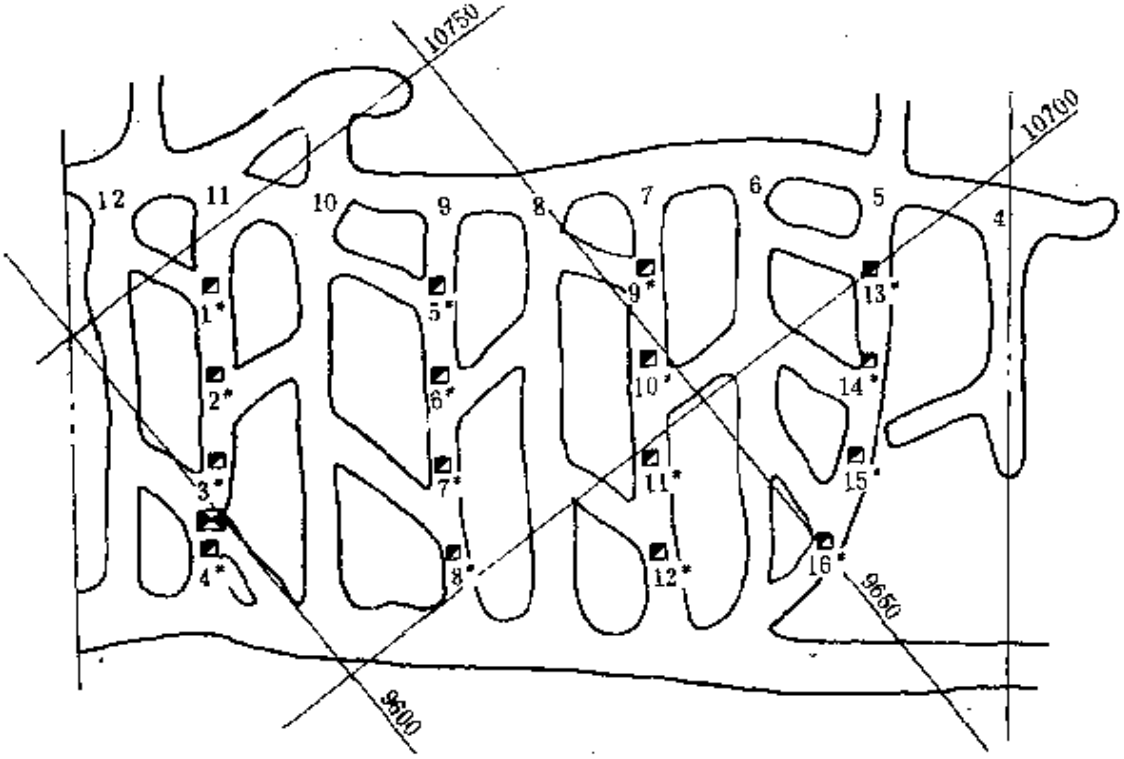


图 4-49　3060m 水平堑沟爆破硐室布置

1*～16*—堑沟爆破硐室（图中穿脉巷道单号为堑沟巷道，双号为出矿巷道）

堑沟爆破硐室结构和尺寸如图 4-48 所示。

堑沟开掘方法原设计采用中深孔爆破，也是由于夹钎和孔壁塌落原因，不能实施，故改用硐室爆破。硐室爆破对巷道破坏性很大，为减少破坏程度，采取填塞爆破。但向上运搬填塞物极为困难，为此采用了爆力填塞技术，用少量炸药首先起爆，使爆碴对硐室孔口进行填塞，使大量炸药在填塞状态下爆炸，达到了填

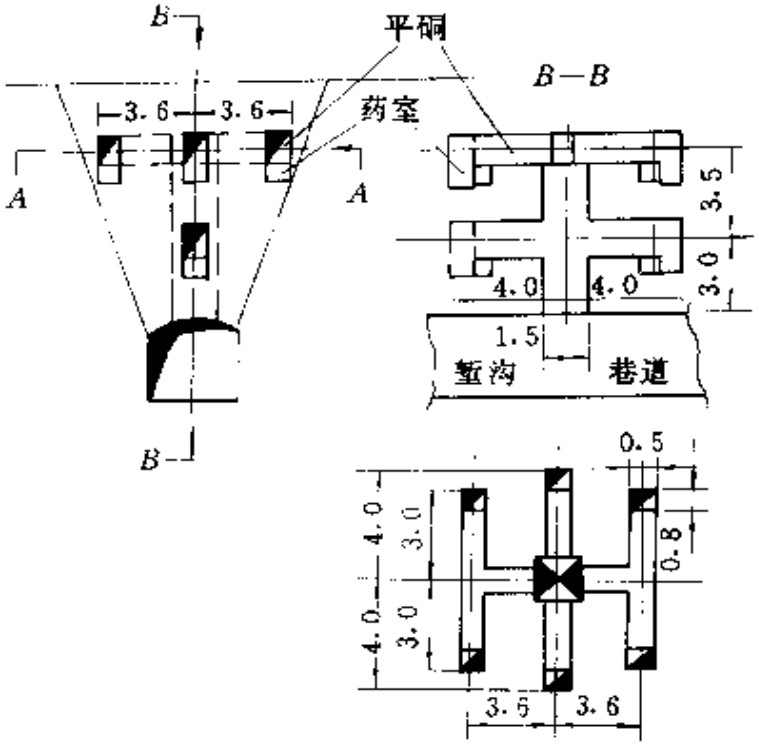


图 4-50　用硐室爆破开掘堑沟

塞爆破的目的。

利用下盘联巷作爆破自由面，每次爆破药量在 2500kg 左右，用微差爆破起爆，四段起爆，同时起爆药量控制在 1000kg 以下，以此减少震动破坏。爆破矿石量共 20825t，爆破体积 5919.5m³，炸药单耗为 1.11kg/t。

实践表明，硐室爆破效果可以满足工程要求，有时对出矿口眉线破坏较大。

4.7.6　出矿

出矿原拟用 1.5m³ 的电动铲运机，实际用 C-30 装运机。出矿巷道与堑沟巷道间距 12m，出矿斜巷交错布置，出矿口间距 15m，即每个出矿口负担出矿面积 12×15m²。通常采用 1～2 台装运机出矿，矿石由装运机装出后，经出矿穿脉巷道和上盘联巷卸进Ⅳ₂、Ⅳ₃号溜井中。出矿主要从 1#～12# 固定出矿口放出，同时也在靠上盘联巷的 5#、7#、9#、11# 堑沟巷道口进行辅助出矿。出矿过程中未能按放矿计划进行，因此出现岩石穿插混入。崩落矿石层

高度达 70m 的条件下，必须加强放矿管理，按放矿计划放出，特别是自然崩落法放矿，还有放矿与落矿相互制约与控制问题，放矿与矿石损失贫化关系密切，必须实施控制放矿。

C-30 型装运机运距为 15～87m，台班出矿效率最高 175t、平均 100t，台月生产能力最高为 9314t，最低为 3050t，平均为 5698t。到 1992 年 6 月出矿 37 万 t，预计今后尚可采出 35～40 万 t 矿石。二次破碎炸药消耗量为 0.016kg/t，大块产出率为 2.99%，这表明崩落块度是很小的。

4.7.7 试验矿块主要技术经济指标

试验采场总结时放矿尚未完毕，故表 4-24 中列出预测最终指标。

表 4-25 试验矿块主要技术经济指标

名　称	单　位	截止 1992 年 6 月实际指标	预测最终指标
采出矿石量	t	370000	690000～740000
采出矿石品位	%	33.54	>30
矿块生产能力	万 t/a	16.3	15～17
采矿强度	$t/a \cdot m^2$	35.3	32.5～36.8
掘采比	m/kt		2.5
矿石回收率	%	45.64	80
矿石贫化率	%	8.52	<15
一次炸药单耗	kg/t		0.081～0.086
二次炸药单耗	kg/t	0.016	0.012
大块率	%	2.99	<2.5
C-30 装运机效率	t/台月	5698	6000

镜铁山铁矿桦树沟矿区破碎矿体采用平底柱阶段自然崩落法是成功的，所获得的技术经济指标是好的，经济效益显著。为开采破碎矿体提供了一种采矿强度大、效率高和成本低的采矿方法。

4.8 无底柱阶段自然崩落法

——镜铁山铁矿开采破碎矿体经验之二

试验矿块在Ⅱ采区Ⅳ矿体中，采用无底柱阶段自然崩落法开

采，该项试验研究由镜铁山矿完成。该采矿法基本特点是，用硐室爆破拉底后，进路上面的矿柱逐个步距的用硐室爆破退采。实践表明，破碎矿体采用无底柱阶段自然崩落法回采是成功的，为开采破碎矿体提供了可贵的生产技术经验。

本节内容是根据参考文献［45］编写的。

4.8.1 无底柱阶段自然崩落法结构和主要生产工艺

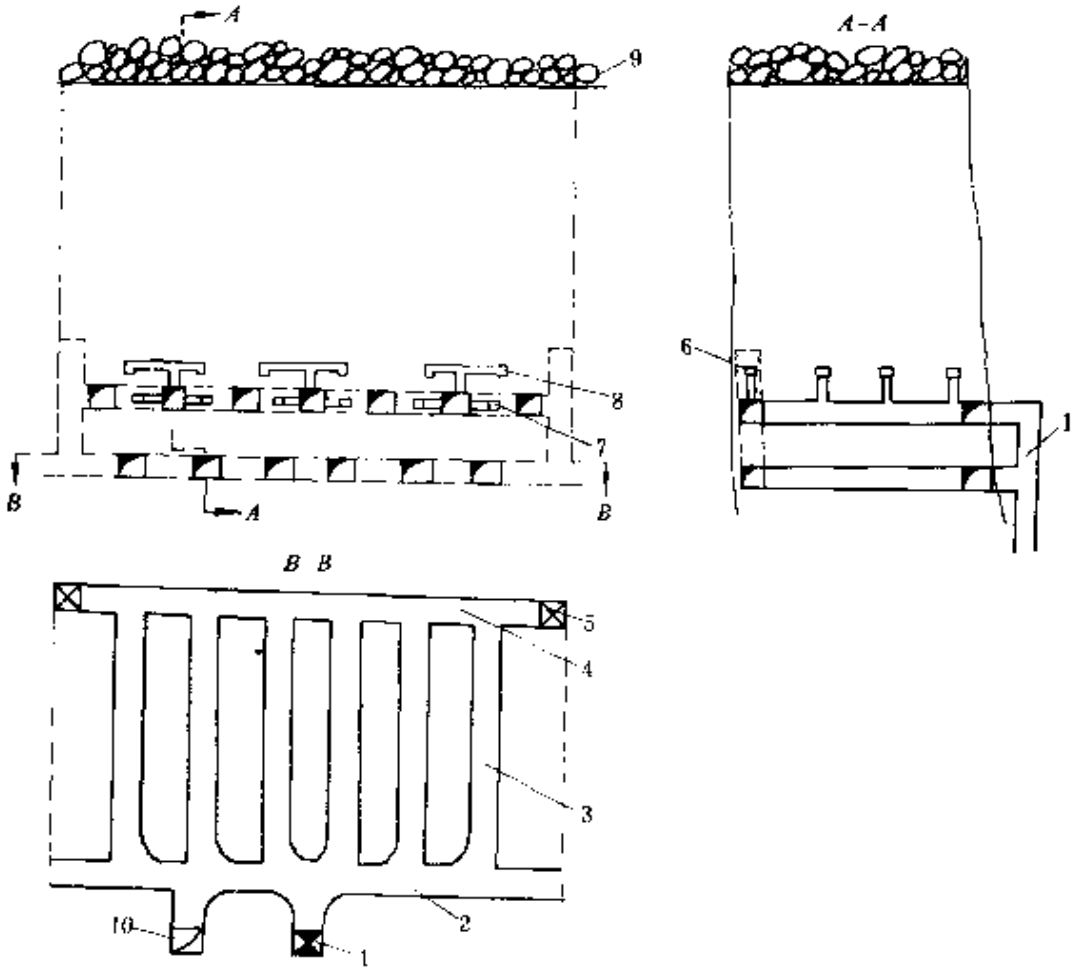


图 4-51 无底柱阶段自然崩落法方案示意图

1—矿石溜井；2—沿脉联络巷道；3—回采进路；4—切割巷道；5—切割井；6—切割硐室；7—底部间柱硐室；8—拉底爆破硐室；9—崩落岩石；10—人行通风井

本试验矿块与平底柱阶段自然崩落法（4.7）试验矿块相邻，

有关矿体赋存情况、矿岩物理力学性与矿体可崩性条件等与4.7.1相同。

无底柱阶段自然崩落法典型方案如图4-51所示。其结构与工艺特点：

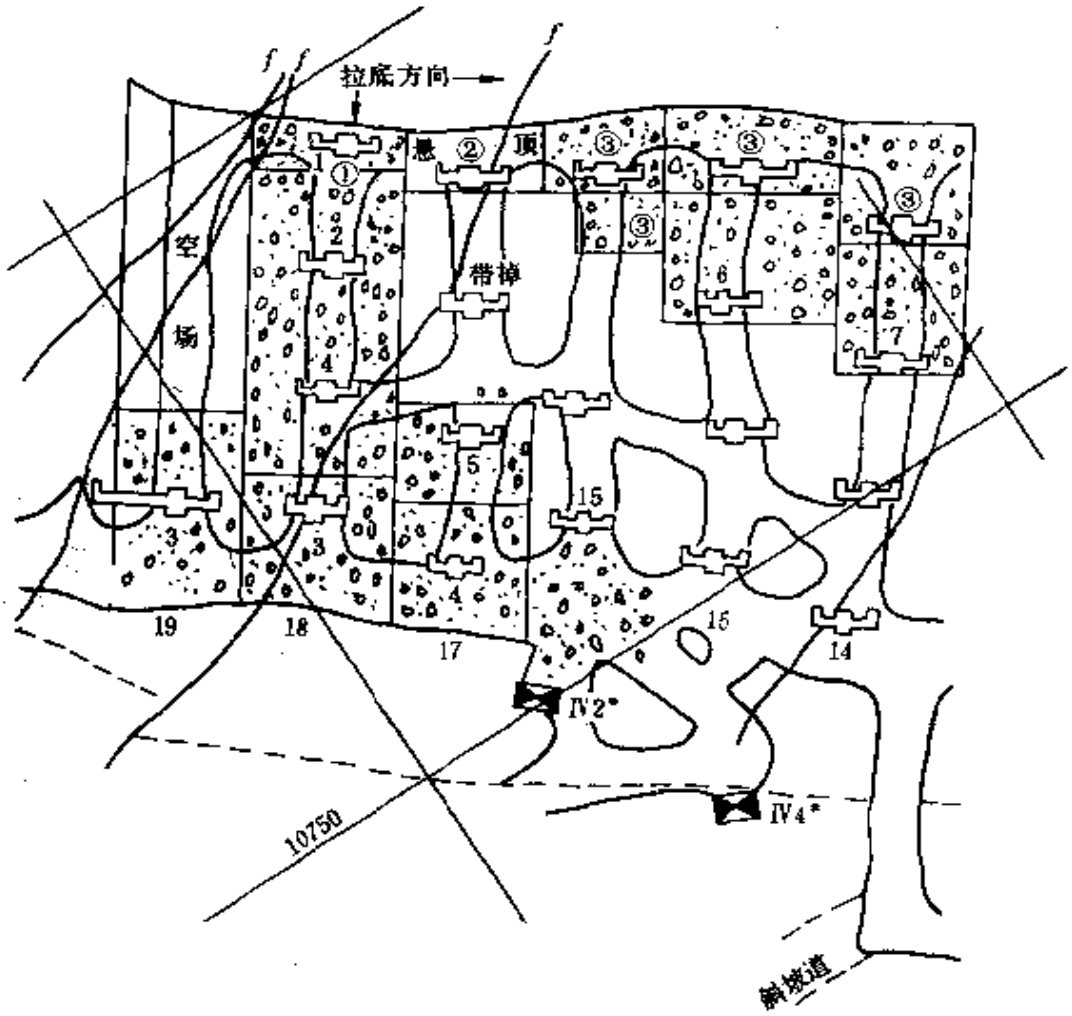


图4-52　3072m拉底水平层巷道和爆破硐室布置

（1）布置两层巷道，上面一层（3072m）为拉底水平层，下面一层（3060m）为出矿水平层。当拉底不完整影响自然崩落时，在出矿水平仍可崩掉残留矿柱，使上面矿石失去支撑都能自然崩落下来，并可由进路放出。

（2）3072m设拉底水平层，拉底用硐室爆破，爆破硐室与爆

破顺序如图 4-52 所示。实际拉底面积为 935.6m²，出矿 5266t，仅占设计拉底面积 50.3%。

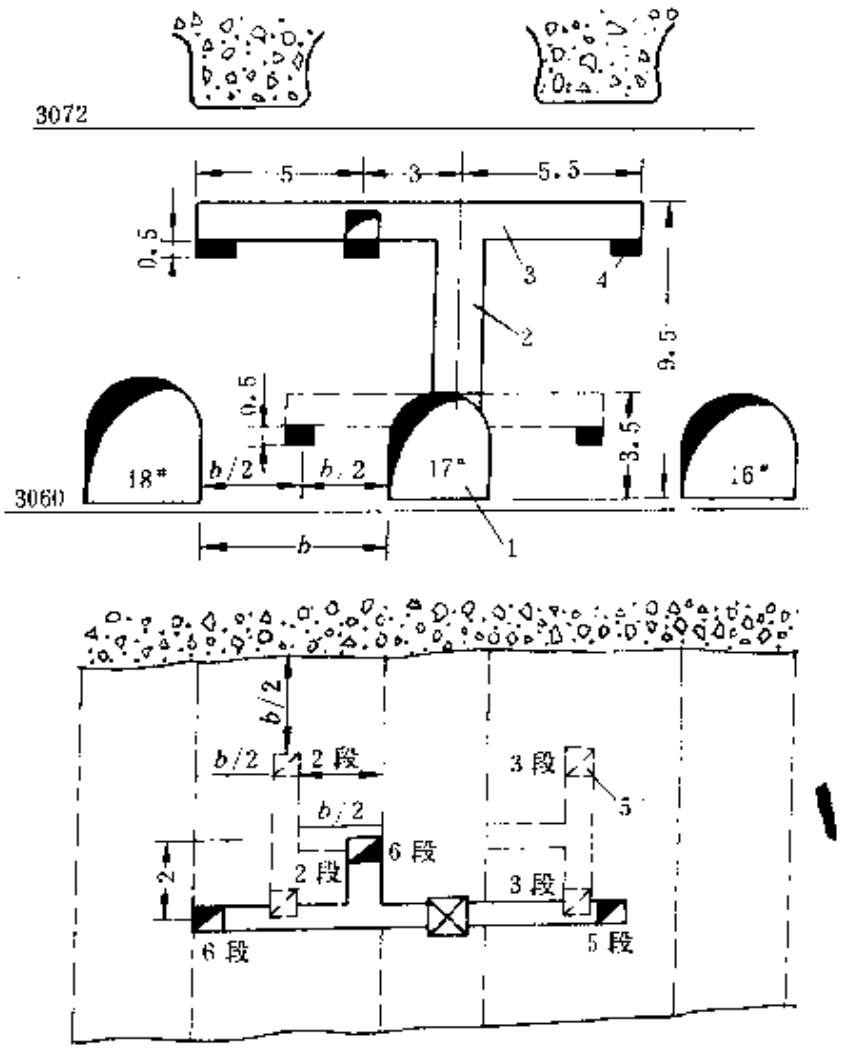


图 4-53　回采进路爆破硐室

1—回采进路；2—小井；3—药室联络道；
4—上部药室；5—进路间柱药室

（3）矿块最下面为出矿水平。拉底完毕后，该水平进行切割硐室爆破，爆破后从各条进路口均匀放出矿石，一直放到截止品位后，再从进路退采。进路按步距（9～10m）用硐室爆破退采，出矿进路爆破硐室结构如图 4-53 所示。3060m 水平回采进路及爆破

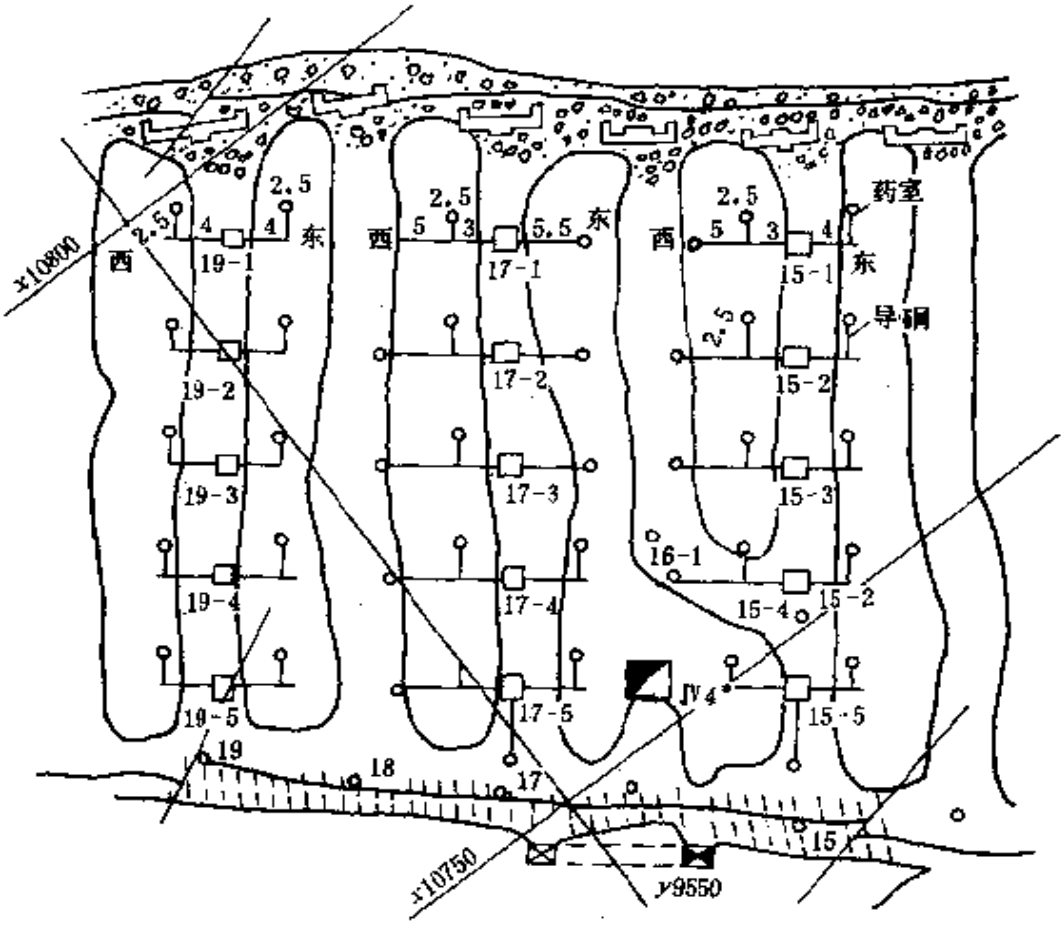


图 4-54　3060m 水平回采进路与爆破硐室布置

硐室布置如图 4-54 所示

移动式出矿口解决了固定式出矿口难维护问题。原设计垂直进路分条爆破硐室，即分条退采，实际回采情况如图 4-55 所示。

试验矿块出矿过程和放出矿量列于表 4-26。

4.8.2　试验矿块主要技术经济指标

主要技术经济指标列于表 4-27。

试验矿块技术经济指标是较好的，经济效益显著。该采矿法的拉底工作很重要，必须搞好拉底，否则，将加重出矿与自然崩落的制约关系，因为无底柱端部出矿只能有一次回收机会，搞不好将增大矿石损失。

表 4-26　试验采场出矿量

年 \ 出矿量 (t)	1月	2月	3月	4月	5月	6月	7月	8月	9月	10月	11月	12月	合　计
1988	准备工作		8772	井口堵死停产掘进			4130	80	440	10892	10203	4339	38856
1989	停产	7012	6798	停产			6329	4985	巷道破坏停产		4855	7140	37119
1990	9528	9257	13072	10907			停产	10881	13456	4847	5826		90868
1991	4447	2724	7419	7410	结束								26149
合计													192992

注：1989 年 4 月以前数据系 3072m 拉底水平出矿量，合计为 52066t，1989 年 7 月到 1991 年 5 月在 3060m 出矿水平生产，出矿量为 140326t。

表 4-27　试验采场主要技术经济指标

指标名称	数　值	指标名称	数　值
采准工程量 (m/kt)	3.54	二次破碎炸药量 (kg/t)	0.012
一次爆破炸药量 (kg/t)	0.35	矿石贫化率 (%)	11.15
出矿效率 (t/台月)	6031	矿石回采率 (%)	88.84
出矿品位 (%)	32.79	矿块生产能力 (kt/年)	96.5

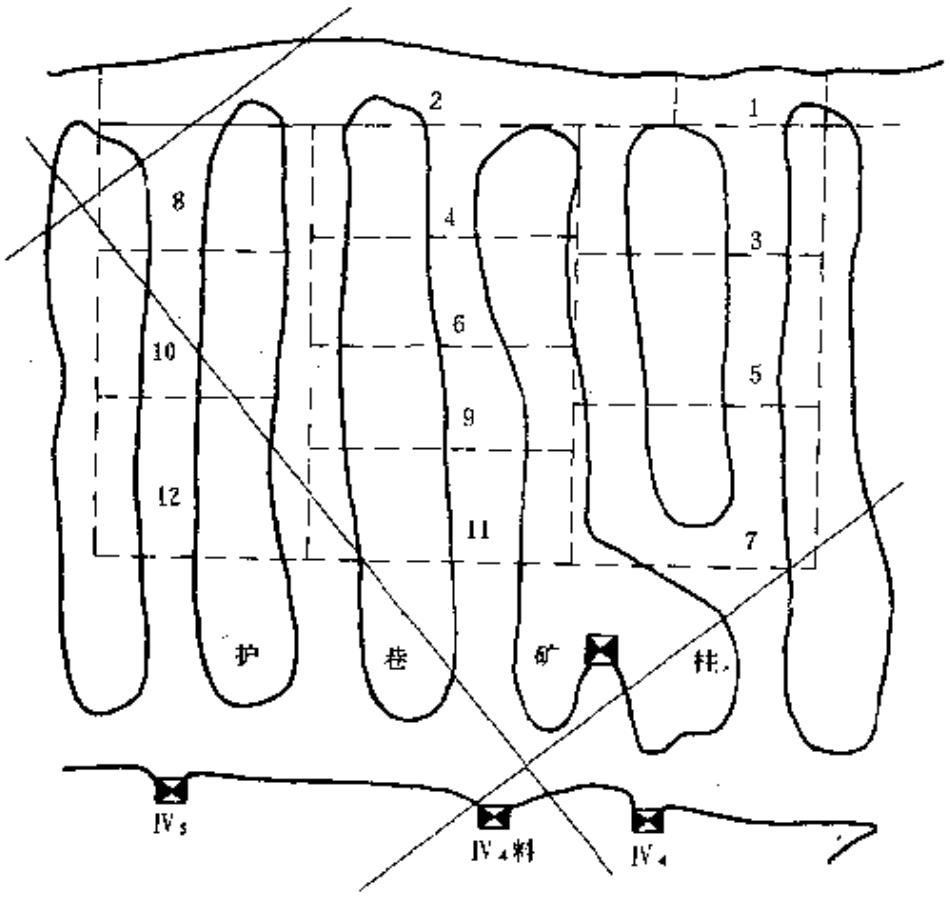


图 4-55　3060m 水平实际回采顺序

4.9　垂直分条崩落法

——小官庄铁矿应用有底柱崩落法开采东区难采矿体的经验

鲁中冶金矿山公司小官庄铁矿与东北大学于 1986 年 6 月开始，对东区难采矿体采矿共同进行技术攻关，试验研究了垂直分条崩落法，经过 3 年半的技术攻关，取得成功，于 1990 年 5 月冶金部组织鉴定。

本节内容是根据文献［8］［23］［27］编写的。

4.9.1　小官庄铁矿东区矿体赋存条件和采矿生产中问题

4.9.1.1　东区矿体赋存情况

小官庄铁矿为矽卡岩型磁铁矿床，矿体形状为透镜状和似层状，顶底板形态起伏变化较大。矿体倾角为 10°～13°，矿体埋深

450～800m，走向长度为2150m，厚度为25～50m，局部厚达80m。矿石为块状磁铁矿，内含大量绿泥，有蜂窝状晶洞，属中等稳固到不稳固。矿体顶板岩石为第三系砾岩及粘土质砂岩（红板岩），红板岩属膨胀性泥岩，整体性较好，胶结较疏松，坚固性差，遇水膨胀极不稳固。矿体底板岩石为绿泥石化矽卡岩和蚀变闪长岩，绿泥成份以鳞片状绿泥为主，绿泥石结构疏松，极不稳固，矿岩接触带的矽卡岩更加破碎，支护困难。矿体内夹层较多，主要为矽卡岩，闪长岩及蛇纹石化大理岩。

试验采场（18-2、18-3）位于矿体20线～18线间（100m）上盘侧，－240m水平以上的矿体已用无底柱分段崩落法回采完毕，－250m水平完成了部分采准工程，有的进路与联络道已经垮冒。试验采场工业矿石量为9.9万t，矿石平均品位为56.97%，矿体内夹石较多，约为1.8万t，矿岩综合品位为49.56%。

4.9.1.2　采矿生产中问题

使用无底柱分段崩落法自1985年下半年开始回采，已采完－230m和－240m两个分段，－250m分段完成了部分采准。在生产中存在下列问题：

（1）回采进路、联络道和矿石溜井严重垮冒。－230m分段、－240m分段由上盘向下盘回采，下盘联络道由于岩石松软破碎，且处于下盘接触带附近，垮冒极其严重，被迫改变回采方向，改由下盘向上盘回采，损失大量矿石。－250m分段已掘完的进路与联络道，尽管多次加强支护，破坏仍很严重，很难恢复。

原有4条溜井，已有两条（162、182）因发生大的塌落而报废，另两条上部也遭破坏，只能供－250m以下使用。

由于大量巷道垮冒，破坏了无底柱分段崩落法正常生产，产生很大的矿石损失贫化，－230m与－240m分段的矿石回采率不足一半，矿石贫化率达到30～40%。

（2）由于矿体倾角小，上盘采场的落顶量难于满足下分段形成正常的挤压爆破与放矿的要求，下盘采场又因矿体倾角缓，开掘下盘岩石而产生岩石混入，这也是造成无底柱分段崩落法矿石

损失贫化大的重要原因。

此外，回采周期长，采矿强度低，也是无底柱分段崩落法的一个重要缺点。

4.9.2 垂直分条崩落法方案结构与系统

根据东区矿体赋存情况和应用无底柱分段崩落法采矿生产中问题，经分析研究后选用垂直分条崩落法。该采矿法实质是垂直分条划分矿块，分段凿岩挤压爆破，电耙出矿的有底柱崩落法。

(1) 构成要素。18-2，18-3 两个矿块沿矿体走向布置，长 45m，宽度为两条耙道宽度 30m，有两个凿岩分段，长 45m，分段高为 14m。为了提高矿石回采率将采场底柱设在矿体下盘矽卡岩中，耙矿巷道设在－270m 水平，底柱高为 10m（见图 4-56）。

(2) 出矿出岩系统。崩落的矿石由电耙耙到采场放矿溜井，溜到集矿巷道，用铲运机转运到 182 矿石溜井，在－300m 水平运输巷道装车运走，集矿巷道设于－280m 水平。

采准工程掘进时出碴，－250 分段工程量不大，用铲运机出碴。－260m 分段用 H-600 型装岩机配 V 型矿车出碴，运至 18 风井下放到－300m 运输水平装车。－270m 水平用电耙出碴，耙到放矿溜井下放到集矿巷道，再转运到矿石溜井，下放到－300m 运输巷道装车。

(3) 材料设备运送和行人系统。采准工程掘进时的凿岩机、装岩机和局扇、回采时用的中深孔凿岩设备、装药器、电耙以及耙矿巷道支护用的混凝土浇注设备和支护材料均从东区设备井上下运送。人员由电梯井上下进出采场。集矿巷道掘进及输运矿石的铲运机通过斜坡道及设备井运送。

(4) 通风系统。由 18 风 1 井和 16 风井入风，清洗工作面之后，到－260m 分段由 18 联 5 巷，经由 18 风 4 井进入－260m 水平的南回风巷，由南风井排至地表。

18-2、18-3 采场回采时通风，主要是耙道通风，要求进风风流方向与耙矿方向相反，即耙矿硐室位于上风侧。预先掘完 18-4 耙道，经该耙道入风，经 18 联巷进入 18-2、18-3 采场耙道，清洗

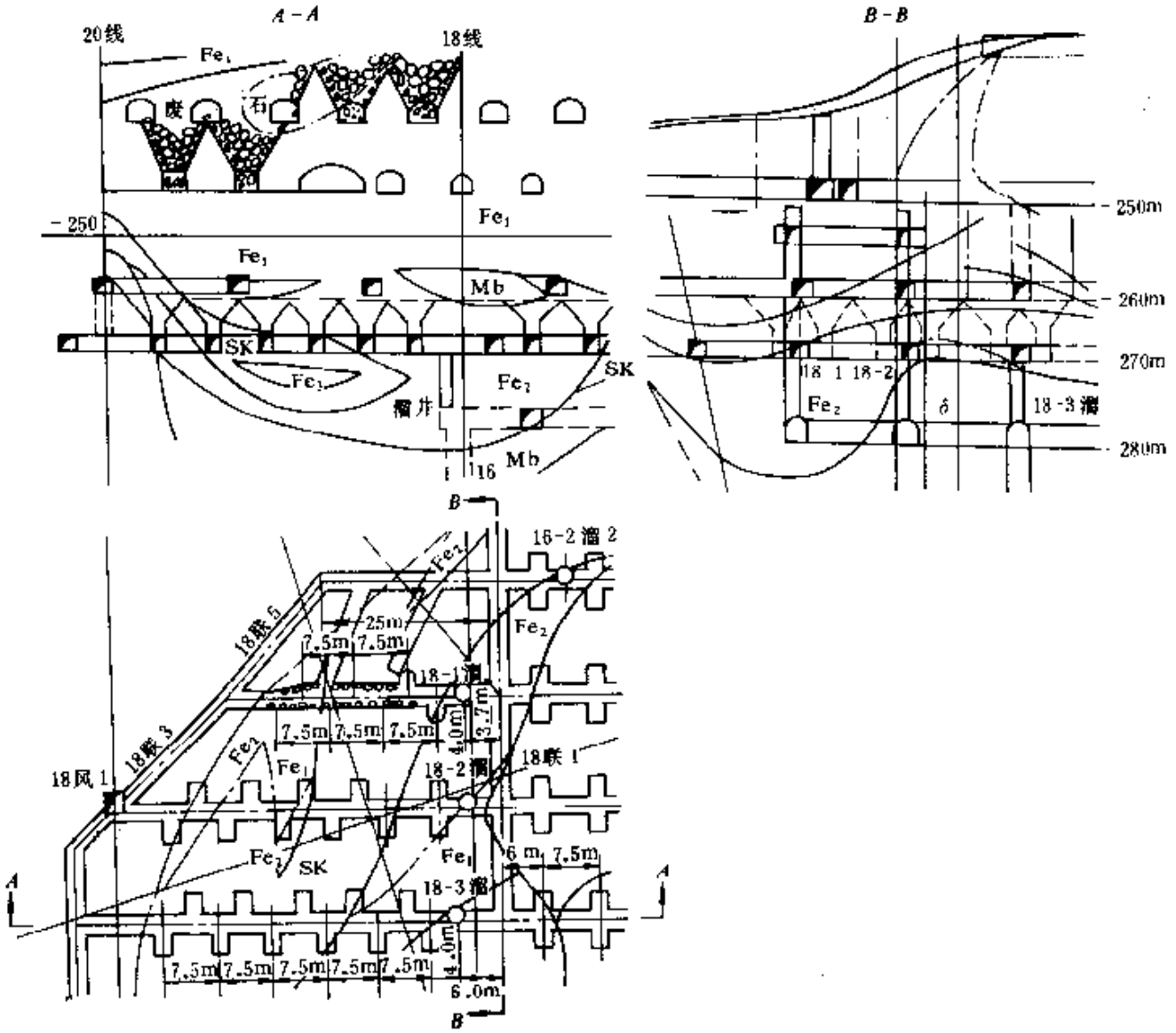


图 4-56　垂直分条崩落法方案图（18-2、18-3 采场）

耙道后，经 18 联 2 巷进入 18 风 1 井，排至－260m 水平 18 联 5 巷，最终经南回风巷排出。

4.9.3 采准与切割

(1) 采准工作布置在 4 个水平：－250m、－260m 为两个凿岩水平，－270m 水平为耙矿水平，－280m 为聚矿转运水平。这 4 个水平间由设备井、电梯井、通风井及矿石溜井联结成一个整体，构成了出矿、行人、材料与设备运送以及通风等系统。

由东区溜井垮冒情况可知，在红板岩中掘进支护高溜井是很困难的，此外，由于红板岩遇水膨胀容易形成高溜井堵塞。因此在－280m 水平设有聚矿转运水平，这样在试验矿段内可以少掘十余条高溜井。新掘的两条高溜井，也由于设聚矿水平得以分为两段进行施工，每段高度不超过 20m，解决了高溜井掘进支护的困难。

耙矿巷道沿矿体走向布置，放矿溜井设在 16 线附近，位于－300m运输巷道一侧。凿岩巷道的布置分为两种形式，一为垂直走向布置（－250m 水平），该种形式应用于小补偿空间自拉槽（限制空间）挤压爆破，如图 4-58 所示。

(2) 切割工作包括形成切割立槽和劈漏。试验采场用 YG-80 凿岩机钻凿直径 70mm 中深孔劈、漏，使劈漏与落矿的凿岩机具统一，便于管理。为了使劈漏与拉底同时完成，使炮孔上面成交叉布置（图 4-57），漏斗受矿面积 56m² 情况下只钻凿 12 个炮孔。为了保证劈漏质量，采取两项措施：一是使斗井高度超过－260m 凿岩巷道底板水平 1.0m，二是，劈漏炮孔与崩矿炮孔同时爆破，但要超前崩矿炮孔起爆，超前 1～2 段为宜，这样可以保证劈漏炮孔爆破有足够的补偿空间，有利于劈漏质量，同时还可以减小对底柱稳固性的影响。

－260m 水平采用小补偿空间的挤压爆破，补偿空间系数为 12.0%和 10.5%。

切割立槽开掘方法是，在切割立槽位置开掘呈倒“T”形的切

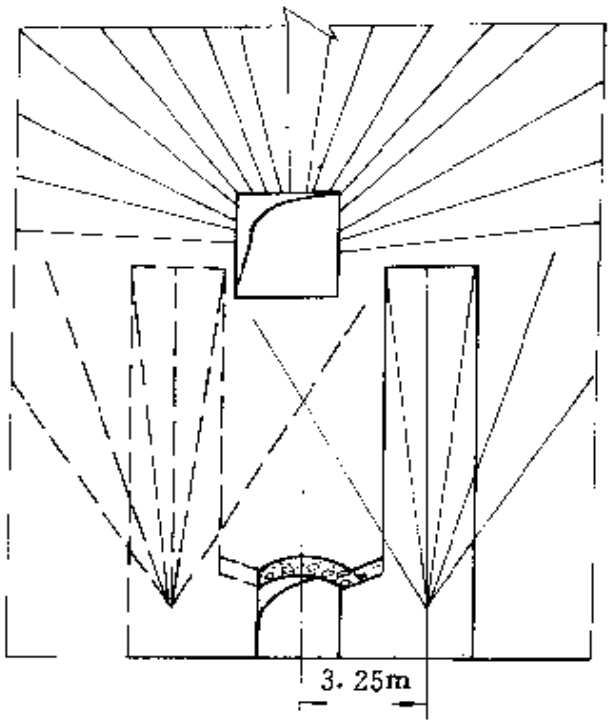


图 4-57　劈漏与拉底的炮孔布置

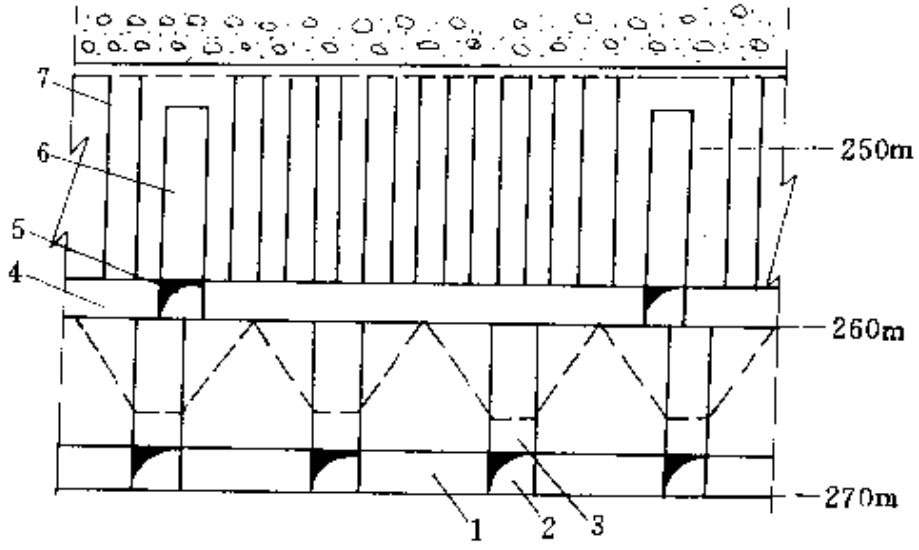


图 4-58　劈漏、拉底和崩矿同时完成

1—耙矿巷道；2—斗穿；3—斗井；4—凿岩巷道；

5—切割巷道；6—切割井；7—炮孔

割巷道和切割井，从切割巷道中钻凿切割孔，排距 1.2m，每排钻

凿 4 个炮孔。切割立槽爆破在前，为崩矿提供自由面和补偿空间。18-2、18-3 采场－250m 分段分别以 18-1 采场已崩落矿石和 18-2 矿石溜井冒落区为松散堆体进行侧向挤压爆破。

实践表明，劈漏、拉底和落矿同时完成的经验是成功的，国内有底柱崩落法矿山都可应用，当前普遍采用劈漏、拉底和崩矿三项工作都单独进行。

试验采场采准工程量为 7.13m/kt。

（3）采准巷道支护根据巷道存留时间、矿岩稳固性和受压情况，采用锚杆、锚喷、锚网喷、混凝土和钢筋混凝土等支护形式，各种支护数量见下表。

表 4-28　试验采场采用的支护形式及其数量

支护形式	支护数量（m）	占采准巷道总量的比率（%）
未支护	236.0	31.5
锚杆	77.5	10.3
锚喷	97.8	13.0
锚网喷	221.2	29.5
钢筋混凝土	102.6	14.3
混凝土	10.0	1.3
合计	750.1	100

（4）采准切割巷道不遭破坏是试验采场正常生产的关键，为此采用综合治理办法保证巷道的稳固性，实践表明下列办法都是有效的。

1）实行卸压开采，降低围岩应力，即减少地压，减少作用在围岩和支护上的荷载，有利于巷道的稳固性。卸压后的应力降低区中巷道所受压力明显减少，试验采场底部结构中出矿巷道是在卸压后掘进与支护的。

2）分段进行爆破，减少一次爆破炸药量，从 25～35t 降低为 18～22t，从而降低大爆破对巷道的破坏作用，有利于巷道的稳固性。

3)巷道掘进时采用光面爆破，可以减少巷道周围的松动范围，同时为充分发挥喷锚的支护作用创造良好条件。

4）缩短巷道存留时间。对试验采场实行集中作业，采取立面交叉平行进行，提高了采矿强度，缩短回采周期。试验矿块出矿时间仅为5个月，存留时间最长的耙矿巷道也只有12～15个月。同时施工中实行先用先掘，晚用晚掘，将巷道存留时间压缩到最低，如一些切割井与斗井等在大爆破前才开掘，有的存留时间只有几天。这样，即使矿石比较破碎地段也未支护，仍可保证其稳固性。

5）加强支护工作。喷射混凝土支护具有及时、密贴和闭封等特点，从围岩表面加固岩块和弱面。锚杆支护则从围岩较深部位加固岩块和弱面。实践表明，锚喷支护适合东区的实际情况，有一半以上的巷道采用了这种支护。

耙矿巷道是试验采场的关键工程，同时该处巷道结构复杂，一定要保住它的稳固性不遭破坏。为此，对耙矿巷道采用了喷锚网临时支护与钢筋混凝土永久性支护的二次支护方案（图4-59），临时支护增强围岩自承能力防止巷道掘进中产生破坏，永久支护是

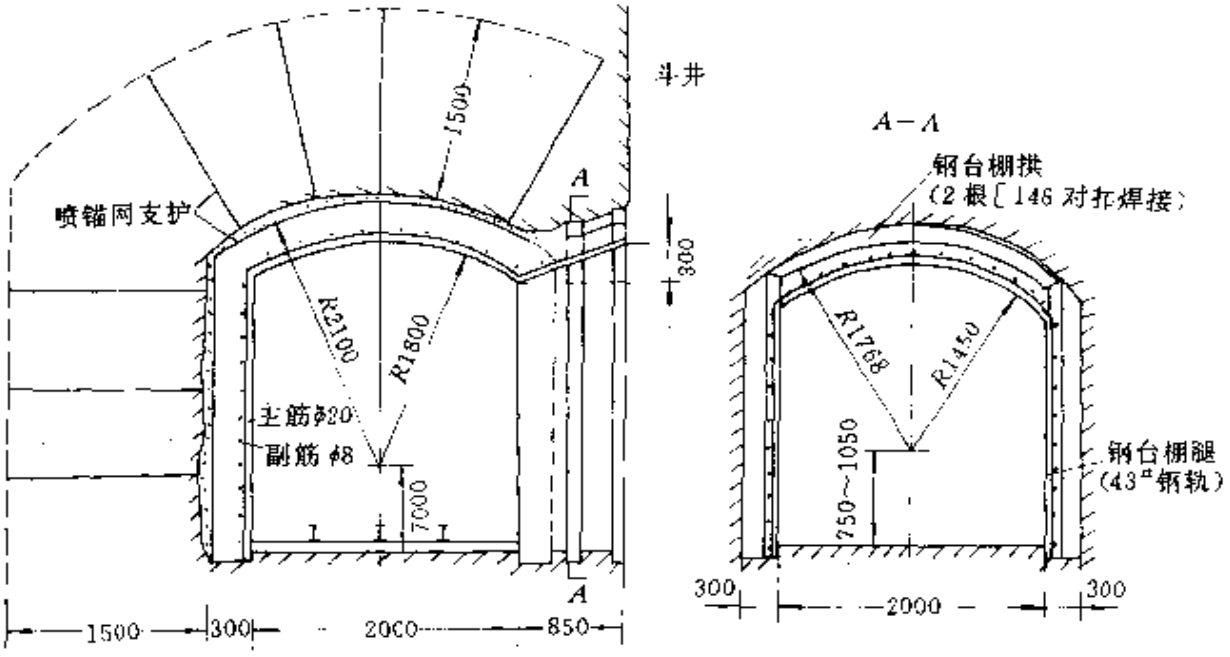


图4-59　耙矿巷道支护结构

主要承载支护，发挥围岩与支护的共同作用。斗穿部分因放矿时要经常承受二次破碎的爆破破坏与冲击，除了用金属台棚加固外，内层还须采用劲性钢筋。

放矿实践证明，耙矿巷道支护是可靠的，始终保持稳固状态，最大收敛值不超过 40mm。在试验矿块中首先采用最可靠支护方案的技术思路是合适的，待试验取得经验之后，再优化支护，适当降低支护等级节约支护费用也是必要的。

耙矿巷道爆破前受压不大，爆破后受力急剧增大，例如 18-2 耙道垂直压力由 0.0575MPa 上升到 0.71MPa。在放矿期间测得耙道压力，18-2 采场最大的垂直压力为 3.13MPa，一般为 1.2～1.4MPa，侧向压力最大为 0.8～0.82MPa。18-3 采场一般为 0.5MPa 以下，局部压力集中处为 46t/m²。

4.9.4 回采工艺

回采工艺主要特点有：

（1）采用卸压开采新工艺。先崩矿后掘支电耙巷道，实施卸压开采新工艺，可以减轻大爆破动载荷的不良作用，以提高底柱和电耙巷道的稳定性。先将－250m 分段矿体爆破，使－260m 和－270m 水平处于免压带，为掘进支护底部结构中出矿巷道创造了有利条件。18-2 采场与 18-3 采场生产实践、模拟实验以及理论分析都表明这种新工艺对增强底部结构稳定性有良好效果。在埋藏深度大的软破矿岩条件下，实施卸压开采是一项很有价值的新工艺，是一项创举。

（2）改进凿岩爆破技术。为了改善矿石破碎质量，减少大块矿石产量，以及保障矿块底部结构的稳固性，采取了下列综合技术：

1）采用小补偿空间挤压爆破和侧向挤压爆破。18-2 采场、18-3 采场－250m 水平是以 18-1 采场爆破的矿石和 183 矿石溜井冒落区为松散体，用侧向挤压爆破。－260m 水平的采用小补偿空间挤压爆破（图 4-58）。

2）采用小抵抗线、加大密集系数。排距 1.2m，孔底距 1.8～

2.4m，炮孔密集系数为1.5～2.0。

3）加大炮孔直径达70mm，这样既可增大装药量，又可减少由于炮孔变形对装药的影响，实际的装药量为0.46kg/t。

4）两个凿岩分段分次爆破，降低一次爆破的炸药量，从25t降低到18t，这将简化了装药爆破组织工作，同时也降低了爆破对底部结构稳定性的影响。

试验采场改进凿岩爆破技术之后，减少了切割工程量又获得良好的破碎效果，大块产出率仅为1.8%，二次破碎炸药消耗量为0.013kg/t，为高效率出矿创造了条件。

5）实施简易放矿制度

根据试验采场崩落矿石层高度小于25m，漏斗间距7～7.5m，实施简易放矿制度。该放矿制度分为两个阶段完成，第一阶段由远而近按漏斗依次进行纯矿石放矿，见岩石就关闭漏斗。第二阶段再由远而近的按漏斗依次进行贫化矿石放矿，一直放到截止品位（17.3%）为止。

根据模拟实验，简易放矿制度与均匀放矿制度相比，矿石回收指标相近，但在放矿管理上简单易行。

耙道底板岩石软破，为此在底板铺设3条钢轨，这样既保护了钢筋混凝土支护基础，又提高耙矿效率。

4.9.5 试验采场的主要技术经济指标

垂直分条崩落法的主要技术经济指标列于表4-29。

表4-29 试验采场主要技术经济指标

指标名称	数值	指标名称	数值
采准工程量	7.13m/kt	凿岩效率	崩矿平均2003.3m/台·月
炸药单耗	0.46kg/t		劈漏平均963.6m/台·月
导爆索单耗	0.169m/t	雷管单耗	0.033支/t
炮孔崩矿量	6.3t/m	导爆管单耗	0.145m/t
二次破碎炸		大块产出率	1.8%
药单耗	0.013kg/t	耙矿效率	138.7t/台·班
矿石回采率	91.56%		11152.9t/台·月
回采强度	15.98t/m²·月	矿石贫化率	21.23%
	189.4t/m²·a		

从试验采场获得的指标看，特别是耙矿效率、采矿强度和矿石回收指标都属先进水平。

4.9.6 改进意见

垂直分条崩落法的试验研究是成功的。但有的问题在今后推广应用中还须进一步完善。

(1) 开拓系统（矿石溜井、设备井与电梯井）都在下盘侧，从上盘向下盘回采，造成采准时间长，同时有的巷道处于压力升高区。今后应改为由下盘向上盘回采，采准时间短，投产快，有的巷道很快进入卸压区，有利于稳固。

(2) 以耙道为单元组织采准施工，以利于集中作业，提早出矿，实现“三强”开采。

(3) 耙道可适当降低支护等级，进行喷锚网支护试验研究。

(4) 适当调整排距，孔底距，降低一次炸药单耗量，0.46kg/t 偏高些，提高每 m 炮孔崩矿量，降低崩矿成本。

(5) 底柱高度改为 7m，10m 高底柱给劈漏带来不便。

4.10 垂直平行密集束状孔落矿的有底柱崩落法

——西石门铁矿南区试验研究的新采矿法

西石门铁矿与北京科技大学合作，结合南区矿体条件试验研究了垂直平行密集束状孔落矿的有底柱崩落法。1986 年 3 月开始，到 1990 年 5 月结束，完成试验研究工作，取得成功，1990 年 9 月全部组织鉴定。

该节内容是根据参考文献 [56] [51] [52] 编写的。

4.10.1 西石门铁矿南区矿体赋存情况和采矿方法选择

西石门铁矿属燕山期闪长岩和中奥陶纪马家沟灰岩接触交代矽卡岩型磁铁矿床。矿体位于 24—43 勘探线之间，最大厚度 40m，一般为 6～15m，平均 12.6m。矿体两翼倾角为 10°～30°，中间较平缓，一般为 5°～10°，矿石品位变化于 35～58%，平均为

43.58%。

矿体形态受接触带控制，极为复杂，沿走向或倾向均有频繁起伏，厚度变化大，两剖面之间厚度变化一般为3～5m，有的甚至达10m以上。矿体顶板一般为灰岩与大理岩。其中约有60%面积有角砾岩存在，岩芯采取率低，软硬不均，裂隙发育易成碎块，稳固性差。底板主要是矽卡岩和蚀变闪长岩，而以矽卡岩为主，厚度为1～20m，矽卡岩稳固性差，有的软弱破碎；有的虽较坚硬完整，但工程一旦揭露后极易风化、潮解而破坏。

矿石为块状和致密浸染状结构，单体强度较高，$f=10$，稳固性较好，但在邻近底板部分和变薄分枝处，铁品位降低，矽卡岩矿物增多，稳定性变差，矿体夹层较多，包括灰岩俘虏体，穿插的闪长岩和不规则产出的矽卡岩，矽卡岩夹层部分稳定性也差。

可见西石门铁矿南区大部分属顶底板不稳定，赋存要素变化大，开采条件差，自然丰度低的缓倾斜中厚难采矿体。

原设计采矿方法为房柱法和底板漏斗的有底柱崩落法，以矿体厚度8m为界，8m以下的用房柱法，8m以上的用有底柱崩落法。在攻关中对矿体赋存情况经过详细调查分析之后由于顶板不稳固，地应力大、矿体形态复杂，将房柱法应用条件限制在矿体厚度4～6m以下，厚度4～6m以下的矿体储量仅为总储量的3.5%。厚度6～15m的矿体占总矿石储量的80%。该类矿体可以用有底柱崩落法开采。底板漏斗的有底柱崩落法诚然具有较好的适用性，是一种可用的采矿法。但其结构复杂，采准工程量大。特别是当厚度小于10m时，这个矛盾更加突出，10m厚矿体的采准工程量可达17.4m/kt。此外，上水平掘进作业条件差，机械化程度低，劳动强度大，处于矽卡岩部位的出矿与切割巷道容易垮冒，将给生产造成困难并增大矿石损失。

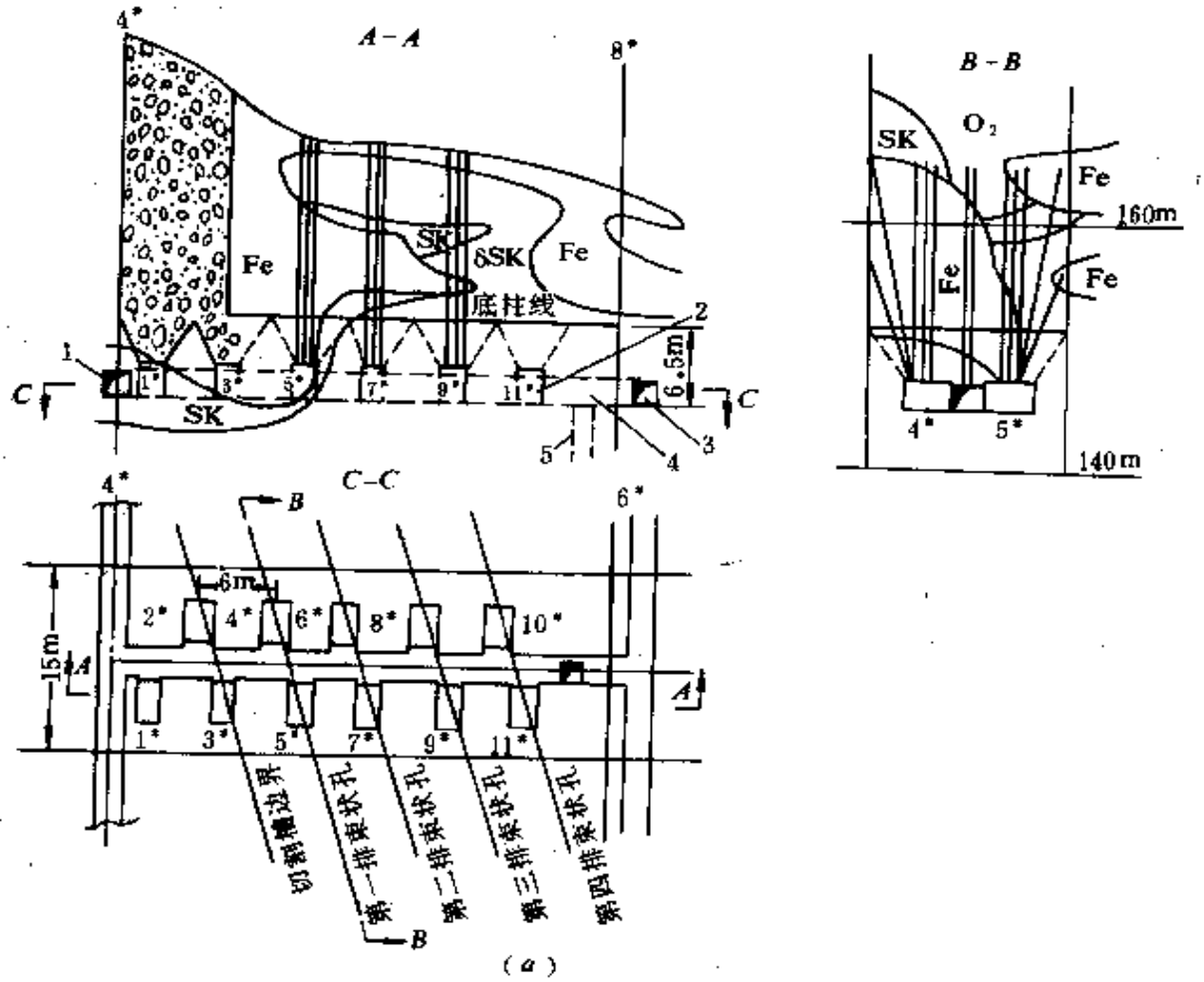
因此，对新采矿方法的基本要求是，简化采场结构，特别是简化底部结构，以减少采准工程量，减少上水平作业，力求避免在矽卡岩中开掘巷道，改善爆破质量，提高出矿强度等。

4.10.2 垂直平行密集束状孔落矿的有底柱崩落法方案

根据上述要求，经过反复调查研究，结合南区矿体条件提出垂直平行密集束状孔崩矿的有底崩落法方案（图 4-60）。该法基本特点是，将凿岩水平（设双段凿岩时为下一段凿岩水平）和耙矿水平合二为一，自斗穿（部分在耙道中）向上钻凿落矿、开掘斗井和劈漏的炮孔，这些炮孔在同次爆破中分序起爆，同时完成崩矿、掘进斗井和劈漏三项作业，崩落的矿石用电耙耙到矿石溜井放出。

4.10.3 采场布置和结构参数

在 120m 水平 403 和 404 采场（图 4-60）进行试验研究。403 采场顶板为灰岩，岩石破碎，底板为矽卡岩蚀变闪长岩，稳定性差，矿石为磁铁矿，品位 38.8%，矿体厚度不均，平均 10m，形



（a）

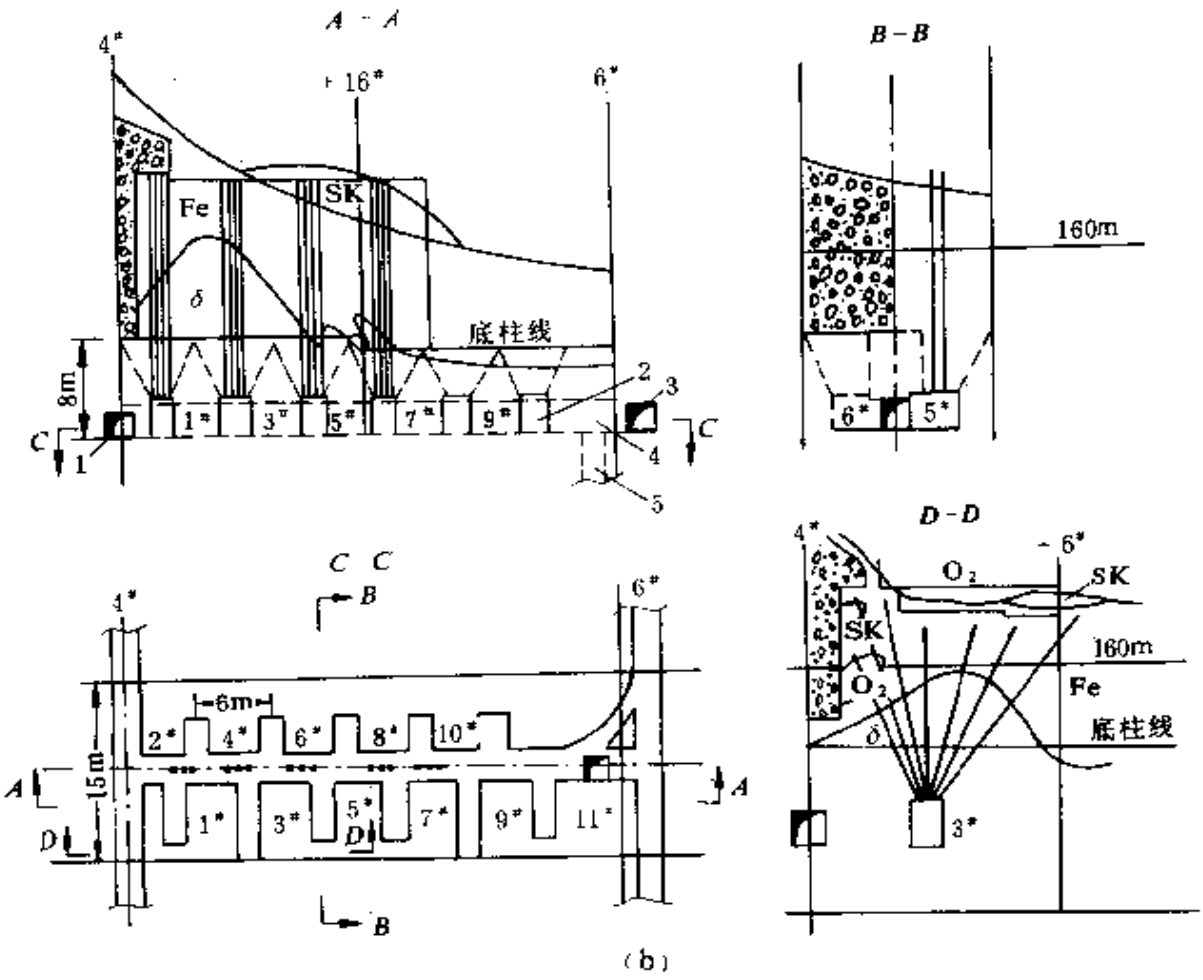


图 4-60　试验采场

(a) —403 采场（正向挤压爆破）；

(b) -404 采场（侧向挤压爆破）

1- 回风巷道；2—斗穿；3—联络道；

4- -耙矿巷道；5—矿石溜井；

Fe-—铁矿石；Sk—砂卡岩；

δ -闪长岩；O_2—石灰岩

态复杂。404 采场矿岩条件与 403 采场基本相同，采场结构参数列下：

（1）采场长度 40m，一端为联络道，另一端为风道。

（2）采场宽度即耙道间距，要保证束状孔爆破后崩落采场矿

石，要与炮孔最小抵抗线和炮孔束间距相适应，以及考虑放矿后的矿石残留问题，取 15m。

（3）底柱高度，保证耙道稳固，取 6.5m。

（4）漏斗布置形式和间距。考虑有利于底柱稳固性试验采场采用交错式布置漏斗，在实践中发现，正向挤压爆破时，自由面和耙道轴线相交，孔束爆破负荷不均匀，对爆破不利；侧向挤压爆破时，很难避开在斗穿口处布置炮孔束。今后可以改用对称式布置。

漏斗间距实际决定着最小抵抗线（正向挤压爆破）和束间距（侧向挤压爆破）这两个重要参数。矿体不厚，顶板也可能崩落时，漏斗间距应小些。但从耙道维护以及保证侧向挤压的束间距较为合理（孔束密集系数 $m>1$），取漏斗间距为 6m。

（5）耙道尺寸，403 采场耙道尺寸为 2.2（宽）m×2.4（高）m，为改善漏斗的流通性，404 采场改为窄而高的断面，断面尺寸为 2m×2.8m。

（6）斗穿，403 采场斗穿长为 4m。404 采场根据束状孔最小抵抗线和凿岩工作需要，靠 403 采场一侧斗穿长为 3m，靠 405 采场一侧斗穿长为 5m。为使采场边界崩齐，在 3# 斗和 9# 斗处，将斗穿延长到采场边界，以便钻凿切割边界的扇形孔。

斗穿初始高度为 2.5m，到 0.7m 处改为 3.1m，以便凿岩。斗穿宽度根据凿岩、开掘斗井和劈漏要求取 2.4m，同时也满足放矿要求。

（7）切割槽，403 采场为自拉槽正向挤压爆破，于采场端部（最厚处）开掘切割巷道和切割井，用中深孔爆破形成立槽。

通过两个采场的试验研究表明，采场之间是有联系和制约的。应该根据矿体厚度、倾角、顶底板标高和形态等将整个区段划分为若干盘区，先进行自拉槽正向挤压爆破，然后侧向挤压、爆破。按这样的顺序开采盘区，据此确定其相应的开槽部位、漏斗布置以及其它参数等。

（8）采准工程量列于表 4-30。

表 4-30　采准工程量表

巷道名称		掘进断面（宽×高）m^2	403 采场		404 采场		注
			(m)	(m^3)	(m)	(m^3)	
耙矿巷道		2.8×2.7 2.6×3.1	41	287	42	322.6	净断面 2.2×2.4 2.0×2.8
斗穿（斗榴）		2.8×2.7 3.0×2.8	21.6	151.2	12.1	101	净断面 2.2×2.4 2.4×2.5
斗井		2.4×2.5	33.4	200	30.9	185	
斗穿（凿岩硐室）		2.4×3.1	17.4	129	31.9	237	
矿石溜井		2×2	22.5	90	22	88	
切割巷道		2.8×2.8	17	125	0	0	
切割井		2×3	12	72	0	0	
生产系统工程			68	289	33	144.8	
总　计			232.9	1343.2	171.9	1078.4	
采切工程量	m/kt		9.35		7.8		
	m^3/kt			53.9		49	

因为开始试验，生产系统工程量较大，正常应用后，采准工程量还可减少，对比底板漏斗柱崩落法，采准工程量约减少一半。

4.10.4　掘进斗井、劈漏和崩矿同时完成的新工艺

403 采场采用正面挤压爆破，切割槽爆破后，采场分 3 次爆破。404 采场采用侧向挤压爆破，末井掘切割立槽，采场共进行 2 次爆破。对回采工作的 5 项关键技术进行了大量试验研究工作，构成该采矿法的试验研究的基本内容，都取得了良好效果，保证了采矿法试验研究的成功。

掘进斗井、劈漏和崩矿同时完成的新工艺（图 4-61）是该采矿法的一项关键技术，也是该采矿法的一个基本特点。

在一个不大的断面上布置具有不同作用的众多炮孔(崩矿孔、掏槽孔、成形孔、劈漏孔)，要在一次爆破中互不干扰的实现各自的功能，保证崩矿质量和漏斗规格，同时又不影响耙道的稳固性。这是一项复杂的高技术的工作。

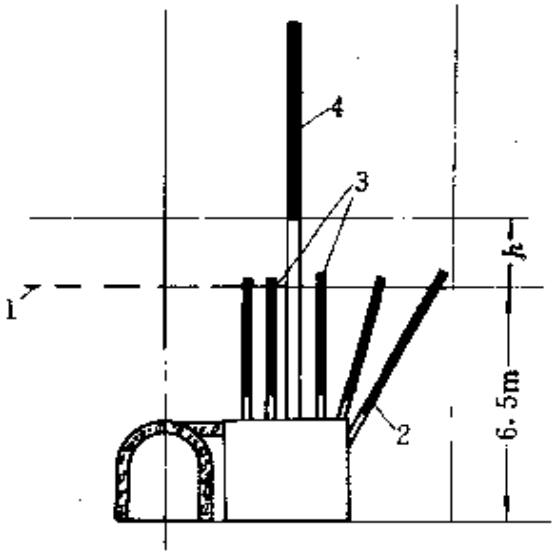


图 4-61　炮孔布置与装药结构

1—底柱顶板；2—劈漏孔；3—掘井孔；4—崩矿孔

(1) 掘井——劈漏方案。自斗穿顶板凿垂直向上的平行密集束状孔，用来崩矿，其下部不装药部分作为掘井和劈漏的辅助自由面，因此，掘井与劈漏工作必须和崩矿束状孔爆破同时完成。在试验研究中最为关键的是，垂直平行密集束状炮孔在缓倾斜中厚矿体应用的可能性，既能否按预计范围、按块度要求崩落矿石，并且能保证耙道的稳固性。因此掘井——劈漏方案工艺试验以可靠性为主要原则。试验过程中曾进行三个方案试验。

一次掘井——劈漏方案，在斗穿内用 YSP-45 型凿岩机或 YG-40 型架柱式凿岩机，围绕落矿束状孔钻凿直径为 55～60mm、深 4～5m 不同角度的接杆炮孔，孔底超过底柱高 0.2～0.3m，这些 炮孔分别担负掏槽、成井、扩井和劈漏的作用。以落矿孔的不装药部分为掏槽的辅助自由面。这些炮孔在同次爆破中按掏槽→成井→扩井→劈漏的顺序起爆 (图 4-62)。

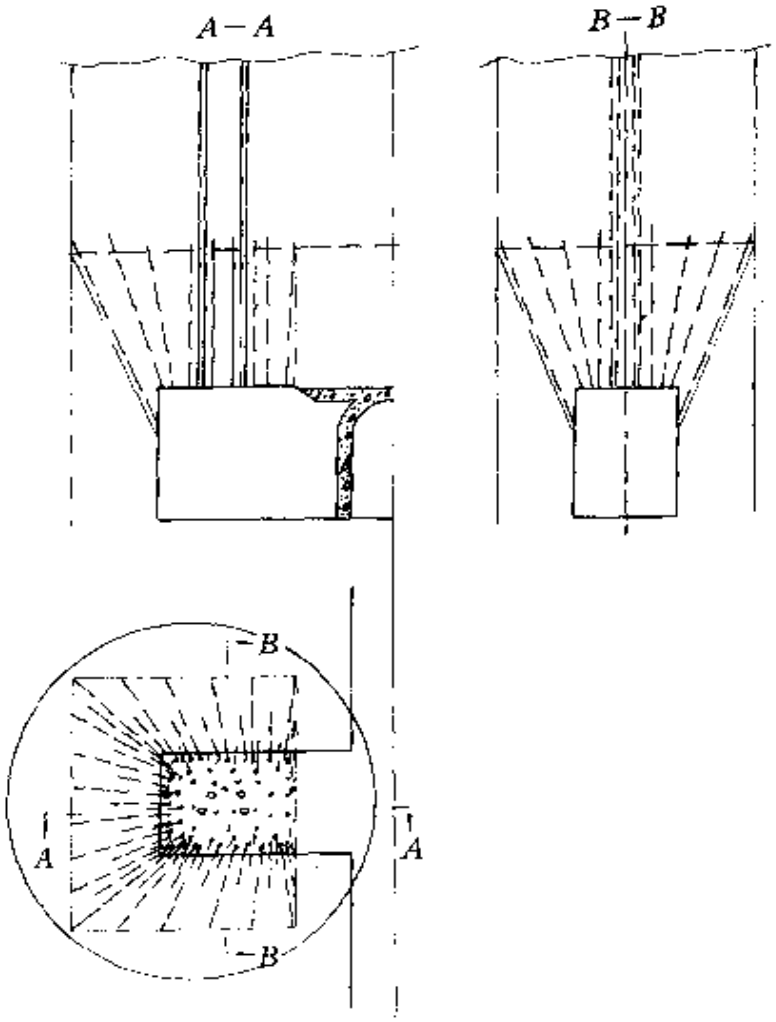


图 4-62　一次掘井－－劈漏方案

实践表明正确的炮孔布置，高精度的凿岩和合理的起爆顺序是保证掘井——劈漏质量的关键。

为减少工作的难度，还试验过先掘短井的掘井—劈漏方案和无井全断面劈漏方案。

(2) 起爆顺序和接合部高度 h（图 4-61）。起爆顺序与接合部高度 h 有关，试验了两种起爆顺序。

先下后上的起爆顺序，掏槽孔→成井孔→扩井孔→劈漏孔与落矿孔同时起爆。采用这种爆破顺序的出发点是，下部先爆可减弱束状孔爆破能量自底柱传递，有利于底柱维护，接合部高度根据试验取 1.0m 即可。在实践证实束状孔爆破不会对耙道产生较

大不利影响的基础上，为保证同束炮孔同时起爆，以提高爆破效果，采用了先上后下起爆顺序，接合部高度取 0.5m，矽卡岩中可略大些。先上后下的方案对提高崩矿质量和保证扩漏效果明显，当优先采用。

4.10.5 研制双立柱井字形钻架，提高凿岩精度

平行密集束状孔为向上垂直孔，孔与孔之间相互平行，孔间距很小（一般为 300～500mm），保证炮孔凿岩精度，减少炮孔之间相互穿透和交差是该采矿法一项关键问题。

采用 QZJ-100B 型潜孔钻机的钻架不能保证凿岩精度要求。为此，根据凿岩过程受力状态和束状孔分布。改造钻架，形成了双立柱双横杆的超静定支架系统，增加了钻架刚度，降低了凿岩过程中支架的变形和位移；约束了滑架因绕横杆方向的扭矩作用而引起的炮孔偏斜。双立柱井字形钻架如图 4-63 所示。

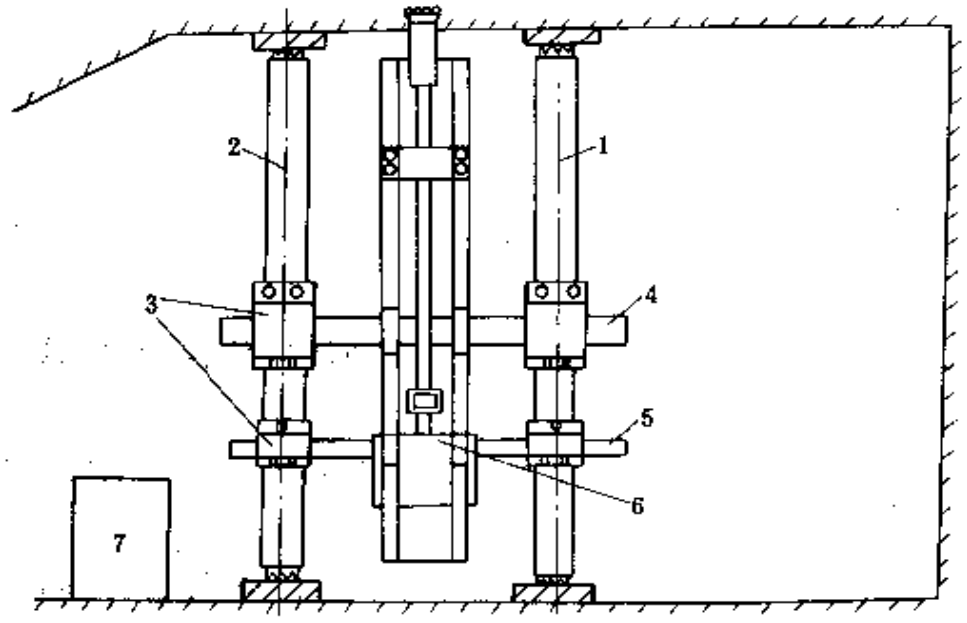


图 4-63 双立柱井字形钻架示意图

1—立柱 1；2—立柱 2；3—双向卡子；4—横杆 1；5—横杆 2；6—QZJ 型钻机；7—操纵台

立柱 1 支在束状孔中心位置，变换孔位时只需将立柱 2 拆下，立柱 2 与支承钻机的横杆绕立柱 1 转动，即可钻凿位于半圆弧线的炮孔。如果炮孔为直线布置，这时使用较长的横杆，需要变孔位时将钻机沿横杆左右移动即可找到规定位置。

该支架系统结构简单，加工容易，只有 4 个双向卡子需要加工。当束状孔成半圆形排列时，横杆长 1.0～1.2m，直线排列时横杆长 2.0～2.2m，以钻凿炮孔孔位误差≤100mm 和角度误差≤1°为合格标准，用此钻架钻凿炮孔合格率达 80%以上，基本上消除了炮孔相互穿透现象。

4.10.6 改进装药系统及其工作参数

原有的 BQF-100 型装 T-1 号炸药，预备性试验时发现炮孔装药密度低，返粉率高，不能应用。垂直向上大孔束崩矿是该采矿法的主要特点之一，保证高密度、高效率装药是一项关键技术。为此，从装药设备、管网、工艺和炸药四项内容入手，形成新的大直径垂直向上炮孔装药系统和工作参数。使装药密度达到 0.9～1.0g/cm^3，返粉率在 10%以下。

根据理偏分析和模拟装药实验，确定出有关因素及其相互间的关系。从下列三个方面改进装药系统和工作参数。

(1) 改装装药器及管网。增大进气管直径，增加进气风路，变单风路为双风路，以提高装药罐内工作压力达 0.3～0.46MPa；更换出药口弯头，增大弯头直径；增大装药管直径（38mm 和 41.5mm），以降低装药管阻力损失，减小炮孔与装药管之间的直径差。试验结果表明，返粉率大大降低，装药效率成倍增长。当装药管直径 38mm 以上，风压能达到 0.45MPa 时，使用 T-1 号炸药的返粉率均在 10%以下。

(2) 完善装药操作工艺。掌握拔管速度，保证所要求的喷射距离，以保证装药过程中的孔底压强，以及射流面积大于孔底面积。操作中要保证进入装药罐的风压、风量与装药管直径相适应。罐内要有足够的药量，保证一次装完全孔。打开排药阀后，要及时搅动罐内炸药，以保证均匀喷出。持装药管的工人与装药器操

作工人要密切配合。

（3）提高炸药粘着性。在原 T-1 号炸药配方基础上，又分别加入 5%或 10%粘稠爆炸剂，实践表明返粉率分别降低 19.6%和 30.9%。

在新配制炸药的基础上又加 20%的 2#岩石炸药和适量的水（约 1%）。添加 2 号岩石炸药虽可提高炸药威力，但由于颗粒细小使返粉率增大，加入适量水之后，增大细颗粒的湿度，以增大炸药的粘着力，返粉率大为降低。

使用改装的装药器，在炮孔直径为 100～105mm 和 T-1 号炸药的条件下，采用下列综合措施可获得理想的装药效果：装药管内径 41.5mm，装药罐内工作压力为 0.45MPa，喷射距离 25～35cm，拔管速度为 45～50cm/s。T-1 号炸药再掺加 5%粘稠爆炸剂、20%的 2 号岩石炸药和适量（约 1%）的水。

4.10.7 垂直平行密集束状孔爆破技术

该采矿法是利用一束束的相互平行垂直向上的大直径炮孔落矿，这些落矿孔布置特点是，最小抵抗线大（3～6m），孔束间距大（3～6m），束间孔间距小（0.3～0.5m）。炮孔在耙矿巷道和斗穿内钻凿和装药，只有 1～2 个垂直自由面的大夹制状态下爆破。为了保证落矿效果，还须具有一套完善的综合爆破技术。

（1）采用自拉槽正向挤压爆破和侧向挤压爆破。挤压爆破能改善矿石破碎质量。当采场侧面具有自由面时，尽量采用侧向挤压爆破，以减少采准工程量，同时可降低夹制作用而能更好的发挥孔束间的联合破碎作用。为保护底柱稳固性，炮孔下部不装药的空孔高度要高于底柱，侧面采空区高度要高于爆破采场高度。切割槽选在矿体最厚（矿体顶板最高）外，采场中央或一端的一对漏斗之上。当采场仅一部分具备侧向挤压爆破时，也可以首先将此部分爆破之后，另一部分再用正向挤压爆破。

（2）炮孔布置形式，平行束状孔布置形式有多种，如直线形、圆形、半圆形、圆形、双半圆形、同心圆形等。选择布孔形式应考虑的因素有：爆能分配合理，有益矿石破碎的含量大，在有限

空间内能按要求的孔数的间距布孔，钻机移位次数少，斗穿中钻凿的炮孔下部兼作开掘斗井的掏槽孔。

在束状孔数相同时，半圆形布置的爆破效果优于圆形布置，若孔数多时可以采用双半圆形布置。直线形布置的炮孔可近似的看作平面装药，爆破时孔间干扰损失少，能量利用充分。耙矿巷道中炮孔采用直线形布置。

（3）凿岩爆破参数。炮孔直径 D＝100～105mm，采用 QZJ-100B 型潜孔钻机及 C-100 型冲击器，炮孔深度 L 等于矿体钻直厚度加上底柱高度，爆破夹制性大时，炮孔应超深 0.5m，为保证爆破效果，前排炮孔爆破高度不应低于后续炮孔爆破高度。最小抵抗线 W 取决于采场结构参数，正向挤压爆破时，W 值等于漏斗间距（5～6m），侧向挤压爆破时 W 值取决于耙矿巷道间距，试验中取 4.5m（斗穿中束状炮孔）和 3m（耙矿巷道中束状炮孔）。束间距 A，A 值也取决于采场底部结构参数，可取 A＝（1～1.3）W。单位炸药消耗量 q，根据西石门铁矿 q ＝0.45kg/t 和大块率为 20～30%实际情况，试验采场取 q ＝0.4kg/t，大块率与二次破碎炸药消耗量都有所降低。

每束炮孔数量 N_k，根据落矿炸药消耗量、落矿量和装药情况进行计算

$$N_k = \frac{WAl\gamma q}{\frac{\pi}{4}D^2(L-l)d/1000} \tag{4-13}$$

式中 γ——矿石体重，t/m³；

l——填塞与空孔长度，m；

d——装药密度，t/m³。

束内炮孔间距 a，a 值取决于孔径和矿石性质。a＝（3～7）D，坚硬矿石中取小值，矿石松软时取大值。

（4）提高炸药威力。鉴于平行束状孔抵抗线大，孔束间距大，炸药爆炸在介质内作用时间长和 T-1 号炸药爆炸力不足，加入 2 号岩石炸药，经测试其性能与爆破效果都有提高。

(5) 保证束内炮孔、同排各束炮孔同时起爆。同束炮孔和同排各束炮孔只有同时起爆，方能按预定要求实现应力叠加。由于同束炮孔间距小，若有早爆孔可能因其余炮孔破坏而失效。为此，落矿孔内除了要装非电微差雷管外，还沿炮孔全长敷导外索引至孔外联结在一起，同排各束炮孔的导爆管也用导爆索并联一起(图 4-64)。

404 采场用由上而下的起爆顺序，以及同束和同排束间同时起爆，同段爆破炸药量达 3000kg，爆破后的破碎质量有明显提高。

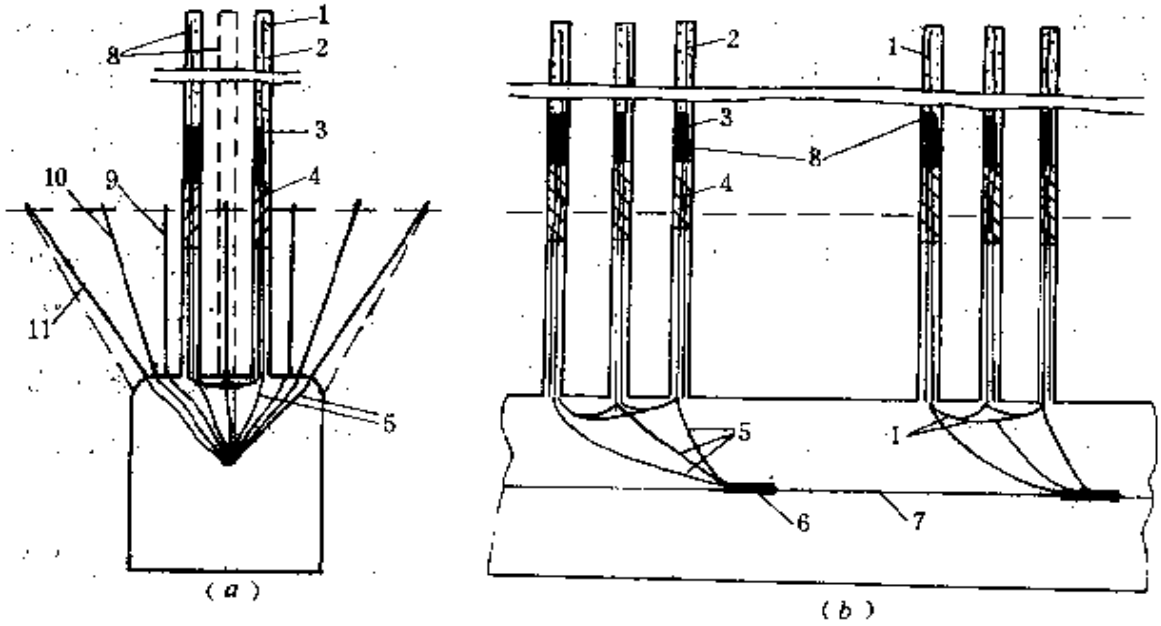


图 4-64 起爆系统示意图

(a)—单束炮孔起爆联结；(b)—各束炮孔起爆联结

1—导爆索；2—炸药；3—起爆药包；4—填塞物；5—导爆管；6—胶布；7—主导爆索网路；8—落矿大孔；9—掘井孔；10—劈漏辅助孔；11—劈漏边界孔

4.10.8 提高耙矿巷道稳固性的技术措施

耙矿巷道地压以松脱地压为主，巷道支护后变形常以大量爆破为诱发因素而急剧加大，以后又转向稳定。破坏多沿斗穿口处发生，波及其余部位，斗穿口处药量集中可能是原因之一，但以二次破碎的破坏作用为主要原因。据此，采取下列措施以维护耙矿巷道稳固性。

（1）在光面爆破基础上，采用先柔后刚的二次支护，重点强化斗槽支护。一次支护紧跟工作面掘进采用以缝管式锚杆为主的喷锚支护，锚杆长 1.5～1.8m，锚杆间距 700mm，喷层厚度 50mm。二次支护用钢筋混凝土，支护厚度 250mm，主筋 ϕ16mm，副筋 ϕ12mm，网度 250×250mm。斗槽处支护采用双层拱筋加钢轨或金属拱形支架。

（2）预留岩石保护层。漏斗靠耙道一侧不劈开，形成半漏斗结构，以减劈漏对桃形矿柱的破坏。侧向挤压爆破时缩小孔束的抵抗线，减少炮孔个数，以降低孔束的轴向破坏作用。在底柱以上 2.5m 左右的炮孔不装药，此部分作为承受孔束端部破坏效应的预留保护层，经爆破后实测，底柱部分完好，预留层被崩掉 1.5～2.0m，基本上达到既不丢矿石又保护住耙道的目的。

（3）适当加大耙道和斗槽高度，以提高放矿口的流通性，降低二次破碎的频率。耙道由 2.2m×2.2m 改为 2.8m×2.0m，斗槽高 2.5m，长 0.7m，然后以 60°与漏斗联结，保证流动带有效高度 1m。

（4）提高爆破破碎质量，降低大块矿石产出率，同时加强二次破碎管理，按大块矿石尺寸和堵塞情况使用炸药。

4.10.9 试验采场主要技术经济指标

试验采场主要技术经济指标列于表 4-31。

表 4-31 试验采场主要技术经济指标

指标 / 采场	采准工程量		矿石损失率（%）	矿石回采率（%）	贫化率（%）		大块率（%）	炸药消耗量（kg/t）		出矿强度		
	m/kt	m³/kt			夹石引起的贫化率	开采贫化率（%）		q_1	q_2	平均月效（t/月）	最高班效（t/班）	最高日效（t/d）
403	9.35	53.9	18	82	30.3	16.56	10.58	0.4	0.169	5695.2（30 kW）	301.2	500.1
404	2.8	49	11.1	88.3	38.5	1.12	4.93	0.4	0.125	8704.5（55 kW）	206	466
平均值	8.57	51.45	15.2	84.8	34.4	10.17	7.75	0.4	0.147		253.6	483.05

垂直平行束状孔落矿的有底柱崩落法试验成功，并取得较好的技术经济效果。结合试验采场生产对5个关键技术难题进行深入的研究，为开采围岩软破的缓倾斜中厚矿体提供了一种新的采矿法。

主要参考文献

〔1〕徐大栓，加快改革开放步伐，推进冶金矿山工作再上新水平，金属矿山，NO.6，1993。

〔2〕董稼祥、刘国林，地下难采铁矿采矿技术攻关成效显著，第四次全国采矿学术会议论文集（上册），1993。

〔3〕刘国林，冶金矿山难采矿体采矿方法取得新突破，金属矿山，NO.3，1992。

〔4〕郑永学，卡石洼铁矿地压活动规律及控制方法的研究，金属矿山，NO.2，1989。

〔5〕骆德胜，金山店Ⅱ采区无底柱分段崩落法巷道大面积冒落破坏浅析，武钢矿山科技，NO.4，1987。

〔6〕辛洪波，弓长岭铁矿采场地压活动规律及控制方法的研究，金属矿山，NO.9，1993。

〔7〕任天贵、明士祥、高谦，小官庄西区地压显现宏观调查及地压控制，中国矿业，NO.2，1992。

〔8〕东北工学院、鲁中冶金矿山公司，垂直分条崩落法试验研究，金属矿山，NO.4，1991。

〔9〕赵怀遥，金山店铁矿Ⅰ采区粉矿开采综合技术的研究，NO.7，1993。

〔10〕赵德孝等，武钢金山店铁矿Ⅰ采区回采进路失稳原因及掘进与支护方法探讨，首届露天地下开采学术研讨会（地下卷），1993。

〔11〕马鞍山矿山研究院、酒钢镜铁山铁矿、酒泉钢铁公司，酒钢镜铁山铁矿破碎矿体采矿方法的研究鉴定资料，1992，10。

〔12〕高永涛、明士祥，软弱破碎岩体中中深孔大面积破坏与保护的研究，有色金属，NO.2，1993。

〔13〕刘国林，地下铁矿采矿攻关成就与展望，冶金矿山二十年，冶金工业部矿山信息网，1996，6。

〔14〕马运时，应用无底柱分段崩落法开采软破缓倾斜中厚矿体，矿山技术，NO.2，1992。

〔15〕高永涛、任天贵、王辉光，井段回采上盘及两翼三角矿带，金属矿山，

NO. 1，1992。
〔16〕郑永学，矿山岩体力学，冶金工业出版社，1988。
〔17〕辛洪波，软破矿体条件下无底柱分段崩落法采场地压及其控制方法，有色金属（季刊），NO. 1，1993。
〔18〕任天贵、王辉光等，小官庄铁矿无底柱分段崩落法采场地压显现规律，有色金属（季刊），NO. 1，1993。
〔19〕王志宏，小官庄铁矿西区无底柱分段崩落法采场地压与控制，第四次全国采矿学术会议论文集（上册），1993。
〔20〕刘兴国、辛洪波、刘斌等，软破矿岩条件下无底柱分段崩落法的实践，化工矿山技术，NO. 2，1990。
〔21〕东北工学院、武钢程潮铁矿、武钢矿山设计研究所，武钢程潮铁矿矿岩稳定性分级与进路支护优化的研究鉴定资料，1992，5。
〔22〕张传信，金山店铁矿粉矿放矿规律研究，金属矿山，NO. 7，1993。
〔23〕解世俊，卸压开采，矿山技术，NO. 2，1993。
〔24〕任天贵、王辉光、南斗魁，无底柱分段崩落法在矿岩软破缓倾斜矿体中应用，金属矿山，NO. 1，1992。
〔25〕齐永年，阶段自然崩落采矿法地压活动规律探讨，金属矿山，NO. 1，1992。
〔26〕王国发、骆德胜、肖士澄，矿块崩落法试验研究在武钢矿山取得突破性进展，第四次全国采矿学术会议论文集（上册），1993。
〔27〕东北工学院、鲁中冶金矿山公司，软弱破碎岩层中底部结构稳定性的研究，金属矿山，NO. 4，1991。
〔28〕明士祥、任天贵、高永涛，适用于地压大矿岩软破采准巷道的支护配套工艺，金属矿山，NO. 1，1992。
〔29〕辛洪波，玉石洼铁矿岩体结构划分与稳定性分级，有色金属，NO. 5，1989。
〔30〕刘斌，玉石洼铁矿采动巷道支护试验研究，金属矿山，1988，8。
〔31〕阜新矿业学院，光面爆破，煤炭工业出版社，1979，4。
〔32〕刘斌等，单板机采样声测在玉石洼铁矿的应用，矿山设计研究，1991，1。
〔33〕王建宇，喷锚支护原理与设计，中国铁道出版社，1980。
〔34〕王明恕，全长锚杆的力学模型及其应用，金属矿山，1984。
〔35〕刘斌，可缩性金属支架在金属矿山应用与讨论，冶金矿山设计与建设，

1993，5。
〔36〕侯朝炯，巷道金属支架，煤炭工业出版社，1987。
〔37〕王悦汉、周荣章，金属支架及其在煤矿的应用，建井技术，1991，1。
〔38〕刘斌，无底柱分段崩落法采矿采准巷道失稳破坏的综合治理，有色矿冶，1993，1。
〔39〕王剑波、鞠玉忠、张昌太，粉矿开采中巷道掘进与支护综合技术研究，金属矿山，NO.7，1993。
〔40〕翁家杰，井巷特殊施工，煤炭工业出版社，1991。
〔41〕刘斌，缝管式锚杆支护破坏形式分析与改进，黄金NO.2，1990。
〔42〕董稼祥，《冶金矿山"七五"生产科技攻关成果汇编》前言，1992，8。
〔43〕李鼎权，我国难采铁矿体采矿方法的技术进展，第四次全国采矿方法学术会议论文集（上册），1993。
〔44〕任天贵、高永涛、宋卫东，关于难采铁矿体采矿方法问题的思考，首届露天地下开采学术研讨会论文集（地下卷），1993，10。
〔45〕冶金工业部矿山司，冶金矿山"七五"生产科技攻关成果汇编（1986～1990），1992，8。
〔46〕玉石洼铁矿、东北工学院，无底柱分段崩落法在软破矿岩中以进路为单元组织生产的试验研究，金属矿山，NO.2，1989。
〔47〕刘兴国等，关于无底柱分段崩落法开掘下盘岩石边界的研究，矿山技术，NO.3，1986。
〔48〕单守智等，玉石洼铁矿提高生产能力的主要技术措施，首届露天地下开采学术研讨会论文集（地下卷），1993，10。
〔49〕任风玉等，玉石洼铁矿难采矿体采矿方法研究，首届露天地下开采学术研讨会论文集（地下卷），1993，10。
〔50〕南斗魁，切岩回采下盘三角矿带，金属矿山，NO.1，1992。
〔51〕北京科技大学、西石门铁矿，垂直向上大孔的装药系统和工作参数，金属矿山，NO.7，1991。
〔52〕北京科技大学、西石门铁矿，垂直平行束状孔落矿爆破技术，金属矿山，NO.7，1991。
〔53〕吕丕钧，用无底柱分段崩落法分级强化开采小官庄铁矿西区复杂难采矿体的工艺和实践，首届露天地下开采学术研讨论文集（地下卷），1993，10。
〔54〕李金富，矿块崩落法在武钢金山店铁矿的实践，首届露天地下开采学术