

# 急倾斜极薄矿脉破碎软岩支护技术研究

吴枝亮<sup>1</sup>,任玉东<sup>2</sup>,周乐<sup>2</sup>,周佳琦<sup>2</sup>

(1. 中国黄金集团夹皮沟矿业有限公司; 2. 长春黄金研究院有限公司)

**摘要:**针对某矿山采场片帮频发、超挖严重和采矿损失贫化较大等问题,结合极薄矿脉作业空间受限等问题,提出了采用锚杆+双筋条的支护技术,其实质是双筋条支护的时效性和柔韧性,在支护过程中使整排的锚杆群在托板作用下协同起作用,从而使可能冒落的关键块体处于稳定状态。该支护技术很好地解决了极薄矿脉支护难题,有利于提高采场安全性,并降低矿石贫化率,从而提高矿山的经济效益。

**关键词:**急倾斜;极薄矿脉;破碎软岩;围岩支护;锚杆;双筋条

中图分类号:TD353

文章编号:1001-1277(2024)05-0005-04

文献标志码:A

doi:10.11792/hj20240502

## 引言

软岩是指具有强度低、强度衰减快,遇水极易软化、崩解、泥化,有明显膨胀性和流变性的岩体。常常有各种结构面将软岩切割成形状不同和大小不等的块体,岩体开挖后,有一些被结构面切割的块体处于临空状态,这种块体通常被称为关键块体。如果没有适当的支承,采场上盘及顶板处于临空状态下的关键块体有可能在自重作用下滑动或塌落,造成冒落事故,影响生产安全<sup>[1]</sup>。目前,极薄矿脉破碎软岩支护面临3方面问题:一是矿山压力及构造压力增大,影响强度加大,作用方式更复杂;二是围岩条件发生变化,大量泥质成分、岩体结构面和内聚力控制了岩体的特性,岩体会产生塑性变形,特别是当岩体遇水易泥化膨胀时,支护更加复杂;三是极薄矿脉采场内作业空间狭小,使得现场支护作业的可操作性难度大大增加。结合软岩典型的流变特征和采幅空间限制,急倾斜极薄矿脉破碎软岩支护需采用因地制宜、联合多次支护、新奥法综合治理措施及施工技术。

国内某矿山在应用浅孔留矿采矿法开采急倾斜极薄矿脉时,实际采幅在1.3 m左右。由于该矿床为侵入性蚀变矿床,受地质构造影响,常有微弱的脉石夹层侵入围岩裂隙和层理中。侵蚀的矿脉与围岩的矿岩接触面形成实际上的软弱层理错动面,在采动应力扰动下,经工程揭露后形成屈曲板裂破坏导致离层而大量剥落。这种现象在矿体上盘尤为常见,被动加剧了采场采幅的超挖,带来了较大的安全问题和严重的采矿损失贫化问题。矿山目前所采用的坑木横撑

支护强度有限,随着开采向深部迈进,地压进一步增大,当前所使用的临时支护方式已不能保证采场的生产安全,故提出了一种适用于急倾斜极薄矿脉破碎软岩的支护方式,以保证采场的生产安全,并提高经济效益。

## 1 支护形式选择

目前,有关采场支护的方法有数十种,具体采取哪种支护方法,需要结合矿山的矿床开采技术条件及生产条件等确定。通常采场支护方法的选择主要遵循以下原则:①为保证其他作业不受采场支护作业的影响,采场支护应加快速度,减少辅助作业时间,争取在较短时间内完成;②在选择支护方法时,要考虑目前支护设备的发展情况,尽量选用与矿山生产相适应的国产设备,同时,为减轻工人劳动强度,应选择机械化水平较高、操作快捷、工艺简单的支护方法;③选取的支护方法与矿岩稳固性要实现较好结合,支护后应能立即发挥对破碎顶板、围岩的支护作用<sup>[2]</sup>。

### 1.1 主要支护工艺选择

双筋条支护能够满足支护时效性的要求,其施工简单方便,使得随挖随支很容易实现。支护过程中,双筋条能使整排锚杆群在其托板的作用下协同起作用,从而使有可能冒落的关键块体处于稳定状态,同时双筋条支护的柔韧性,使其能够紧贴岩壁,迅速与岩体一起形成很好的支护圈,如图1所示。与此同时,采场内关键块体厚度、长度和宽度大小不等,一般几十厘米厚,最厚1~2 m,长度最长可达5 m以上。

因此,综合考虑施工便捷性、可操作性、承载强度及支护理论,优先考虑采用双筋条支护,即锚杆+双筋条的支护形式。

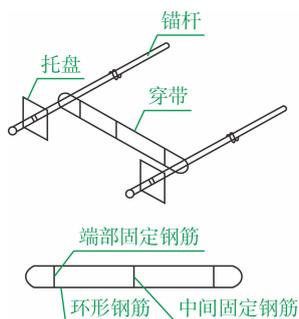


图1 双筋条支护示意图

Fig. 1 Schematic diagram of double reinforcing bar support

## 1.2 锚杆选择

常见的锚杆有管缝式锚杆、楔缝式锚杆、树脂锚杆、水泥卷锚杆等,考虑到极薄矿脉施工是在窄小空间内作业,管缝式锚杆等通常需要较长的杆体才能实现较好的支护效果,不适用于采幅1.3 m左右的上盘支护。而树脂锚杆的锚固力较大,胶凝固化速度快,能在几分钟之内获得较高的初锚能力,从而迅速、有效地产生锚固作用<sup>[3]</sup>,比较适合采场实际情况。因此,初步选定采用树脂锚杆作为双筋条固定锚杆的主要材料和锚杆形式。

锚杆与围岩共同作用如图2所示,二者形成整体结构,锚网支护后的围岩,其抗压、抗拉、抗剪及残余强度均有所提高,改善了围岩的应力状态,形成压缩拱结构,共同维护巷道围岩的稳定性。

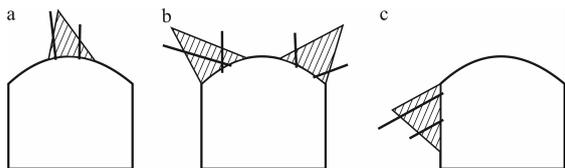


图2 锚杆与围岩共同作用示意图

Fig. 2 Schematic diagram of interaction between bolt and surrounding rock

## 1.3 其他支护形式选择

矿用高强度阻燃聚酯纤维网已在公路、煤矿支护上取得了良好应用进展,尤其在煤矿巷道护帮支护加固等具有良好效果。该种材料采用高强涤纶纱线经编织涂覆而成,与金属网相比具有质量轻、强度大、抗静电、阻燃、耐腐蚀等优点,安装使用方便,是金属网的最佳替代品<sup>[4]</sup>。考虑到部分采场围岩比较松软破碎,而锚杆+双筋条支护主要是针对大块滑板石,对比较破碎细小的围岩作用不是很大,因此考虑引入矿用高强度阻燃聚酯纤维网来防止细小碎块落入采场内。

## 2 支护参数设计验算

### 2.1 锚杆长度确定

根据现场调查情况及该矿山的围岩特征,最终确定按围岩松动圈和组合梁理论2种方法校核锚杆长度<sup>[5]</sup>。

1)按围岩松动圈计算锚杆长度。根据采矿方法结构参数及普氏拱理论计算开采后冒落拱重量和松动圈范围<sup>[6]</sup>,计算公式为:

$$h_0 = [a + 2h \tan(45^\circ - \frac{\varphi}{2})] \frac{1}{f} \quad (1)$$

式中: $h_0$ 为围岩松动圈冒落长度(m); $a$ 为采空区半宽,取0.65 m(现场实际平均采幅1.3 m); $h$ 为采空区高度,取4 m(最大); $\varphi$ 为内摩擦角( $^\circ$ ); $f$ 为普氏硬度系数。

经计算: $h_0 = 0.58$  m。即:围岩松动圈冒落范围为0.58 m。

采空区冒落拱范围内围岩总压力即冒落拱重量( $p$ )为:

$$p = 2K\alpha\gamma h_0 l \quad (2)$$

式中: $K$ 为普氏修正系数,取1; $\gamma$ 为岩体容重( $\text{kN}/\text{m}^3$ ); $l$ 为上盘顶板暴露长度(m)。

经计算: $p = 1\,055.6$  kN。

杆体选用20MnSi无纵肋螺纹钢,直径18 mm时,设计抗拉强度 $[\sigma] = 335$  MPa,取 $\eta = 0.99$ ,则抗拉荷载设计值( $T$ )为:

$$T = S[\sigma]\eta \quad (3)$$

式中: $S$ 为锚杆横截面面积( $\text{m}^2$ )。

经计算: $T = 84$  kN。

由式(2)计算得到采场顶板总压力即冒落拱重量为1 055.6 kN,取安全系数 $f_0 = 1.6$ ,则采场共需要安装的锚杆数( $m$ )为:

$$m = \frac{f_0 p}{T} \quad (4)$$

经计算: $m = 20.1$ 。因此,需要安装的锚杆为21根。

根据锚杆承受的设计荷载,由式(5)可得每根锚杆分摊的冒落拱重量( $P_0$ )为:

$$P_0 = \frac{f_0 p}{m} \quad (5)$$

经计算: $P_0 = 80.4$  kN。

根据上述计算,锚杆网度面积 $S_1$ 为3  $\text{m}^2$ 。考虑到现场情况,最后确定支护网度的间排距为1.5 m  $\times$  1.5 m。由于锚杆锚固段长度为0.4 m,则锚杆设计长度为1.2 m。

考虑到采场钻机操作空间较小,侧帮支护时需钻凿斜孔,适当加长锚杆长度至1.5 m,最短不低于

1.2 m。结合  $RQD$  值与岩体稳定性之间关系,锚杆长度为 1.2~1.5 m 较为合理。

2)按组合梁理论计算锚杆长度。采场锚杆金属网支护进行护顶,按组合梁作用原理来设计锚杆支护参数<sup>[7]</sup>。组合梁有效组合厚度  $t$  按式(6)计算:

$$t = 0.612B \sqrt{\frac{n_1 p_z}{\phi \sigma k}} \quad (6)$$

式中: $B$  为上盘支护宽度, $B=5$  m; $n_1$  为安全系数, $n_1=4$ ; $p_z$  为组合梁所受垂直载荷( $\text{MN}/\text{m}^2$ ); $k$  为抗拉强度折减系数,取 0.6; $\sigma$  为顶板岩层抗拉强度( $\text{MPa}$ ); $\phi$  为组合岩层层数系数,取 0.70。

经计算: $t=0.86$  m。

则锚杆所需长度( $l$ )为:

$$l \geq l_1 + t + l_2 \quad (7)$$

式中: $l_1$  为锚杆外露长度, $l_1=0.1$  m; $l_2$  为顶锚端长度, $l_2=0.3$  m。

经计算: $l \geq 1.26$  m。

因此,结合按围岩松动圈计算结果,最终确定锚杆长度为 1.5 m。

## 2.2 双筋条强度校核

双筋条宽 65 mm,用 2 根直径 10 mm 的钢筋切割平行焊接而成,平行钢筋相距 45 mm,连结筋采用同径钢筋,间隔 200 mm,如图 3 所示。10 mm 圆钢的抗拉强度是 370 MPa,抗剪强度约为抗拉强度的 58%。

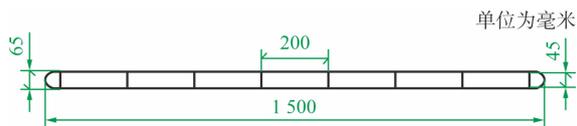


图3 双筋条布置示意图

Fig. 3 Schematic diagram of double reinforcing bar layout

依冲切强度校核:

$$nG \leq 2N\tau S_c \quad (8)$$

式中: $n$  为双筋条金属根数(2 根); $G$  为可能坠落的关键块体最大重力(1 055.6 kN); $S_c$  为圆钢断面面积( $78.5 \text{ mm}^2$ ); $\tau$  为 10 mm 圆钢的抗剪强度( $214\,600 \text{ N}/\text{mm}^2$ )。

经计算: $n > 1$ ,双筋条能够网住关键块体,能保证作业人员的安全,但为进一步确保安全,建议当关键块体较大时,采用上下 2 个双筋条加强支护。

## 2.3 聚酯纤维网强度校核

依冲切强度校核,关键块体最大重力为 1 055.6 kN,取侧向压力系数为  $\lambda=0.25$ ,最终确定关键块体最大侧向压力为 522.52 kN。因此,选用 600 kN 的聚酯纤维网即可满足要求。

## 3 工程应用试验

锚杆+双筋条支护试验地点选择在采幅 1.3 m、具有广泛代表性的留矿采矿法采场。锚杆+双筋条支护布置如图 4 所示,锚杆+矿用高强度阻燃聚酯纤维网支护布置如图 5 所示。由于锚杆长度为 1.5 m,而采场采幅只有约 1.3 m,严重限制了凿岩机的作业空间,使其无法钻凿垂直于帮壁的水平孔,因此只能钻凿角度约为  $35^\circ$  的斜孔。现场试验时,考虑到工作面高度的限制,为方便双筋条的安装,现场最后确定的支护网度为  $1.3 \text{ m} \times 0.8 \text{ m}$ 。锚杆安装完成后,进行锚杆拉拔力检测,其峰值拉拔力为 69.77 kN,符合设计要求。

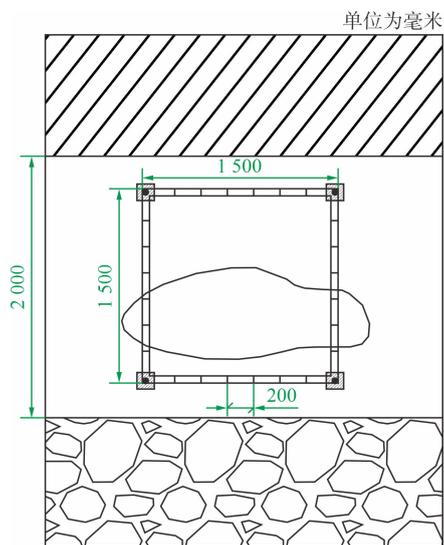


图4 锚杆+双筋条支护布置示意图

Fig. 4 Schematic diagram of bolt + double reinforcing bar support layout

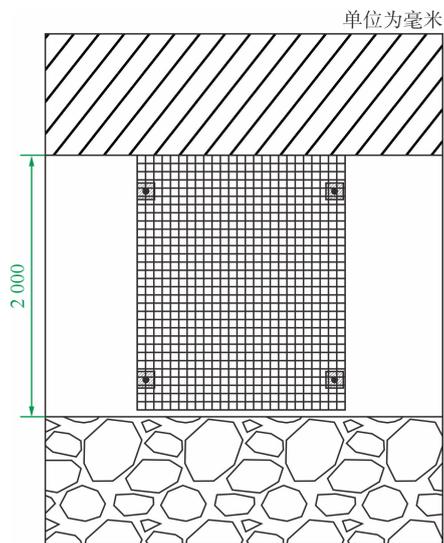


图5 锚杆+矿用高强度阻燃聚酯纤维网支护布置示意图

Fig. 5 Schematic diagram of bolt + mining high-quality flame-retardant polyester fiber mesh support layout

支护工作完成后,工作面开始正常凿岩落矿通风,由于留矿采矿法采场每次只放三分之一的矿石,其余矿石全部留在采场内作为向上开采的平台,因此,现场大部分支护的锚杆已经被爆下的矿石所掩埋,看不到支护效果。但是,在平场之前,放矿漏斗上方由于放矿会使得该区域底板较附近矮1 m多,这样就会揭露部分支护区域,可以观察到锚杆+双筋条在爆破振动下依然能紧紧锁住岩壁,使其不因爆破振动而脱落,如图6所示,达到了设计的支护效果。

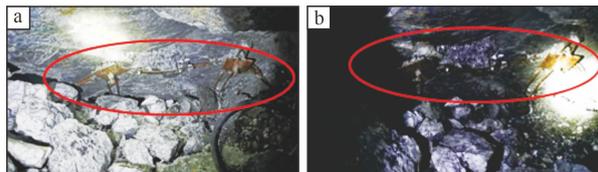


图6 爆破之后采场支护效果

Fig. 6 Performance of stope support after blasting

## 4 结论

1) 针对急倾斜极薄矿脉的破碎软岩,提出采用锚杆+双筋条进行支护,部分更加破碎的围岩则采用锚杆+矿用高强度阻燃聚酯纤维网进行支护,使有可能冒落的关键块体处于稳定状态,从而保证采场安全,降低矿石贫化率,提高经济效益。

2) 通过支护参数校核计算,最终确定锚杆长度为1.5 m,支护网度为1.5 m×1.5 m,用直径10 mm的钢筋制作双筋条能够网住关键松动块体,能保证作业人员的安全;当岩体比较破碎细小时,采用600 kN的矿用高强度阻燃聚酯纤维网加树脂锚杆可护住帮壁。

3) 通过现场应用试验,锚杆峰值拉拔力为69.77 kN,并且锚杆+双筋条在爆破振动下依然能紧紧锁住岩壁,使其不被爆破振动而脱落,达到了设计要求。

### [参考文献]

- [1] 刘东锐. 软弱破碎矿体采场支护技术研究[J]. 有色金属(矿山部分), 2021, 73(2): 64-68.
- [2] 戴怡文, 王卫华, 孙道元, 等. 深部采场进路开采顶板稳定性分析与支护设计[J]. 中国安全生产科学技术, 2018, 14(2): 33-38.
- [3] 张瑞明, 魏丁一, 杜翠凤, 等. 深部地压控制技术与采场优化支护研究[J]. 金属矿山, 2020(6): 156-160.
- [4] 程德富. 破碎矿体开采采场锚杆支护参数优化设计及应用[J]. 黄金, 2017, 38(9): 40-42, 51.
- [5] 张兴旺, 王平, 许梦国, 等. 巷道协同支护技术的研究与分析[J]. 矿业研究与开发, 2019, 39(10): 37-41.
- [6] 郭彬, 王超. 锚杆穿带支护方法在三山岛金矿采场中的应用[J]. 矿业工程, 2018, 16(1): 17-19.
- [7] 徐开民. 新城金矿深部采场支护参数及开采顺序优化研究[D]. 青岛: 山东科技大学, 2011.

## Study on support technology of broken soft rock in steeply inclined and extremely thin ore vein

Wu Zhiliang<sup>1</sup>, Ren Yudong<sup>2</sup>, Zhou Le<sup>2</sup>, Zhou Jiaqi<sup>2</sup>

(1. China National Gold Group Corporation Jiapigou; 2. Changchun Gold Research Institute Co., Ltd.)

**Abstract:** To address the frequent occurrence of roof caving, severe over-excavation, and significant ore loss in a mine stope, combined with the limited operating space due to extremely thin ore veins, a bolt + double reinforcing bar support technology is proposed. The essence lies in the timeliness and flexibility of double reinforcing bar support, which allows the entire row of bolt groups to act collectively under the action of the support board during the support process, thereby stabilizing critical rock blocks that may cave in. This support scheme effectively solves the problem of supporting extremely thin ore veins, improves stope safety, and reduces ore dilution, thus enhancing the economic benefits of the mine.

**Keywords:** steeply inclined; extremely thin ore vein; broken soft rock; surrounding rock support; bolt; double reinforcing bar