

破碎围岩巷道支护技术研究与应用

李先欢

贵州盘江精煤股份有限公司金佳矿

DOI : 10.32629/jpm.v7i7.9000

[摘 要] 针对某矿深部-980m 水平主副暗一联巷埋深近千米、围岩破碎且高应力条件下锚喷支护失效严重的问题，本文通过钻孔窥视分析顶板裂隙发育特征，提出“一次支护让压+适时二次高强支护”的围岩控制理念，并设计了一种高阻力全封闭多边形工钢支架。采用 FLAC³D 数值模拟对比了支架使用前后围岩塑性区变化，并在现场开展工业性试验。结果表明：新型支架采用 28b 型顶底梁与 22b 型侧梁组合，配合壁后充填喷浆，使顶板塑性破坏范围由 1.2~2m 缩小至 0.8~1.4m，两帮由 2~3.5m 缩小至 1.2~2m；现场深基点位移监测显示，顶板总位移量控制在 37~47mm，且 28 天后趋于稳定。该技术有效控制了深井破碎围岩的持续变形，显著减少了返修次数，为类似条件下永久巷道支护提供了可靠方案。

[关键词] 深井巷道；二次支护；全封闭多边形工钢支架；围岩变形

Research and Application of Rock Mass Support Technology for Broken Surroundings in Mining Roadways

Li Xianhuan

Jinjia Mine, Guizhou Panjiang Fine Coal Co., Ltd.

[Abstract] Addressing the severe failure of anchor-sprayed support at a certain mine's deep -980 m level—where the main and auxiliary underground tunnel share a single connection, with a burial depth of nearly 1,000 meters, highly fractured surrounding rock, and high stress conditions—the present paper analyzes the development characteristics of roof fractures through borehole inspection, proposes a rock mass control concept of "initial support to relieve pressure + timely secondary high-strength support," and designs a high-resistance fully enclosed polygonal steel frame. Using FLAC³D numerical simulation, the paper compares the changes in the plastic zone of the surrounding rock before and after the installation of the support, and conducted industrial-scale field tests. The results demonstrate that: the new support system employs a combination of Type 28b roof and floor beams with Type 22b side beams, complemented by backfilling and shot blasting; this configuration reduces the plastic failure range of the roof from 1.2 - 2 m to 0.8 - 1.4 m, and reduces the deformation on both sides from 2 - 3.5 m to 1.2 - 2 m. Field monitoring of deep point displacements shows that the total displacement of the roof is controlled within 37 - 47 mm, and stabilizes after 28 days. This technology effectively controls the continuous deformation of the fractured rock mass in deep mines, significantly reduces the number of reworkings, and provides a reliable solution for permanent roadway support under similar conditions.

[Key words] deep shaft roadway; secondary support; fully enclosed polygonal steel working frame; surrounding rock deformation

1.引言

随着矿井开采深度不断延伸,我国许多煤矿已进入深部开采阶段,地应力显著增高,围岩破碎程度加剧,巷道支护面临严峻挑战。某矿主采 2#煤层,井田面积约 14.5km²,年产能 125 万吨,目前开采水平由-760m 向-980m 延伸,采深接近 1300m。本文研究的-980m 水平主副暗一联巷位于主副暗斜井之间,埋深约 1000m,设计为矩形断面(宽×高=4×3.6m),属于典型的深井高应力永久巷道。该巷道所处煤系地层以灰白色薄层状细砂岩为主,夹粉砂岩薄层,钻孔窥视显示顶板灰岩、粉砂岩和细砂岩裂隙发育、局部风化,强度低且稳定性差。

该巷道原采用锚喷支护:顶板使用 $\phi 22 \times 3000$ mm 螺纹钢锚杆与 $\phi 21.8 \times 8500$ mm 锚索,间排距 800×800mm;两帮采用 $\phi 21.8 \times 6500$ mm 锚索加强,初喷与复喷各 50mm。然而,随着采深增加和动压影响,原支护体严重破坏,顶帮喷层大面积剥落,局部冒顶和底鼓频发,严重威胁安全生产。分析其原因,锚喷支护虽能提供一定的主动支护力,但在千米埋深、高应力及破碎围岩条件下,围岩变形能释放不充分,锚固区易产生应变软化,导致承载能力衰减,仅靠一次支护难以维持长期稳定。

针对深部破碎围岩巷道支护难题,国内外学者提出了锚注加固、高预应力锚杆、可缩性支架等多种技术,但单一手段往往难以兼顾让压与高阻支护的双重需求。U 型钢可缩性支架在破碎地段易弯曲破断,矿用工字钢实际承载能力低,而普通热轧型钢虽抗弯强度高,但抗扭性能不足。因此,本文基于“先让后抗、二次补强”的思路,设计了一种高阻力全封闭多边形工钢支架,通过优化钢材选型(顶底梁采用 28b 型、侧梁采用 22b 型普通热轧型钢)、支架结构(全封闭多边形,斜梁角度 45°)及壁后充填工艺,旨在形成高强度、高封闭性的二次支护体系。文中综合运用钻孔窥视、数值模拟和现场监测手段,系统研究了新型支架对围岩塑性区和变形量的控制效果,以期对深井破碎围岩永久巷道支护提供科学依据和工程实践参考。

2.工程概况

该矿井田面积约 14.5km²,主采煤层为 2#煤,煤层层位和厚度稳定,平均煤厚 4.3m,煤层结构简单,矿井年生产能力为 125 万吨。矿井地质构造复杂,断层发育。随着矿井开采深度的增加,采深由 600m 到接近 1300m,开采水平由-760m 水平向-980m 水平延伸。本文研究的-980m 水平主副暗一联巷是位于主暗斜井和副暗斜井之间的一条永久性巷道,埋深约 1000m,所处的煤系地层,多为灰白色,薄层状细粒砂状结构,夹有粉砂岩薄层,含植物化石碎片。设计断面为矩形,宽×高=4×3.6m,属于深井高应力巷道。通过采用 TYGD12 型岩层钻孔窥

测仪对巷道顶板岩层岩性、结构及顶板岩层裂隙分布情况进行分析,得出巷道顶板多为灰岩、粉砂岩、细砂岩,比较破碎,局部有风化现象,强度较低且存在多处裂隙,发育有波状层理,稳定性差,易于受工程扰动影响^[4]。

巷道顶板采用间、排距均为 800mm,型号为 $\phi 22 \times 3000$ mm 的螺纹钢锚杆与 $\phi 21.8 \times 8500$ mm 的钢绞线锚索的支护形式,两帮采用 $\phi 21.8 \times 6500$ mm 钢绞线锚索进行加强支护,初喷与复喷的喷厚均为 50mm。由于开采水平的延伸,地应力增高,巷道受动压影响变大,矿压显现明显,支护体严重破坏,顶帮喷层大面积剥落,巷道变形量增大,局部冒顶、底鼓现象时有发生(如图 1),给矿井生产和安全带来非常不利的影响。

3.高应力破碎围岩巷道支护对策

3.1. 巷道围岩控制理念

针对-980m 水平主副暗一联巷服务年限长,围岩稳定性差,变形量大,难以支护等特点,在采用一次支护让压后,使围岩变形能得以释放,形成承载结构,充分发挥围岩自稳能力。为了避免在高应力状态下,巷道围岩再次发生应变软化,造成围岩破碎和承载力降低,需要在提高围岩自身承载能力的基础上,对煤岩体进行适时补强,大幅度提高二次支护强度,从而实现应力释放并提高巷道围岩自身承载能力,使巷道变形在较长时间内保持稳定。因此,通过超高强支架提供高强二次支护工作阻力,控制巷道的持续变形,提高岩体的长期稳定性。



图 1 巷道破坏情况

3.2. 高阻力全封闭多边形工钢支架设计

结合该矿现场条件,对支护体能力提出更高要求,要求巷道支护体强度要大、封闭性能高。文中从支架材质选型、结构和参数等方面进行合理的设计,来提高封闭支架的支护阻力。

综合考虑支护材料的抗弯强度,抗扭能力,稳定性及断面利用率等指标,对支架参数进行优化设计。部分矿用支护材料主要参数指标统计对比分析统计见表 1。

表格 1 不同钢材断面参数指标统计表

类别	型号	抗弯截面模量 $W_x(\text{cm}^3)$	抗扭截面模量 $W_y(\text{cm}^3)$	稳定性	断面利用率 η
U 型可缩性棚	25u	82.1	75.7	922.0	6.4
	29u	92.3	102.3	1108.3	6.7
	9	62.5	16.5	264.0	4.5
矿用工字钢	12	144.5	37.5	259.5	5.8
	22b	325	42.7	131.4	10.1
	28b	534	61.2	114.6	12.4
普通热轧型钢					

由表可以看出，普通热轧型钢抗弯截面模量和断面利用率显著高于矿用工字钢和 U 型棚；在抗扭和稳定性方面，普通热轧型钢较差，但可以通过采用壁后充填技术来提高。普通热轧型钢抗压能力强，抗弯强度高，断面利用率高，完整性好，而 U 型钢可缩性在比较破碎地段，支护效果不是特别明显，发生弯曲破断现象，矿用工钢支架实际承载能力低的特点，故选用普通热轧型钢作为该巷道的支护材料。

由于矩形巷道顶底角点处易产生应力集中，会不同程度影响支架的稳定性，故选用全封闭多边形结构来保证支架的整体性。同时，在设计时采用力法原理建立了支架的结构力学模型，结合现场复杂条件，计算得出支架设计宽高为 4×3.6 米，且斜梁角度为 45° 时更为合理。

考虑到巷道顶底板破坏造成的危害损失大于两帮片帮，在型钢选择上，对顶底板和两帮采用不同的材质进行加强支护，来提高支架的整体稳定性。顶梁和底梁采用 28b 型普通热轧型钢，长度为 2.4 米，两帮采用 22b 型普通热轧型钢，长度为 2 米。设计的高阻力全封闭多边形工钢支架由四部分组成，即顶梁、底梁和两侧梁，四部分采用螺纹对接。支架整体结构图见图 2。

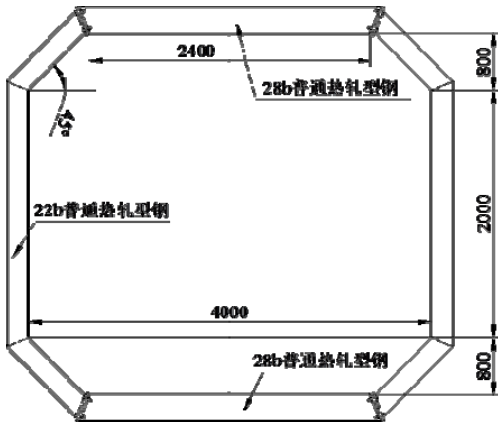


图 2 高阻力全封闭多边形工钢支架整体结构示意图

通过对该矿 -980 水平主副暗一联巷围岩变形破坏特征分析，在原有锚喷支护的基础上，待巷道围岩变形稳定后适时对巷道进行扩帮至设计断面，并采用高阻力全封闭多边形工钢支架进行二次支护，两架之间空帮、空顶应密实，同时对支架进

行壁后充填、喷浆。

4.FLAC3D 数值模拟

依据该矿典型的地质条件，为了简化计算模型，把层厚较小或岩性相近的岩层归为一层，同时，将研究对象巷道周围的网格划分较密些，其他地方较疏些。建立计算模型尺寸为：宽 $\times$ 高 $\times$ 厚= $40\text{m}\times36\text{m}\times40\text{m}$ ，共建立了 315,000 块，328,050 节点。巷道断面为 $4\text{m}\times3.6\text{m}$ 的矩形巷道。通过实验室力学试验，得到煤层顶底板岩层力学参数见表 2。该模型边界条件为：四周铰支，底部固支，上部为自由边界。初始应力条件为：上边界施加垂直应力约为 25MPa，侧压系数按实测取 0.4，四周施加水平应力为 10Mpa。模型采用摩尔 - 库伦本构模型进行计算。

通过建立数值模拟，对巷道使用新型工钢支架支护前后围岩塑性区大小情况进行分析。图 3(a) 为使用新型工钢支架支护前巷道围岩塑性破坏模拟结果，图 3(b) 为使用新型工钢支架支护后巷道围岩塑性破坏模拟结果，表 3 为巷道使用新型工钢支架支护前后围岩塑性破坏范围汇总结果。

从模拟结果可以看出，①使用新型工钢支架支护前，顶板塑性破坏范围为 $1.2\text{m}\sim2\text{m}$ ，底板塑性破坏范围为 $1.5\text{m}\sim2.5\text{m}$ ，两帮塑性破坏范围为 $2\text{m}\sim3.5\text{m}$ ；②使用新型工钢支架支护后，顶板塑性破坏范围为 $0.8\text{m}\sim1.5\text{m}$ ，底板塑性破坏范围为 $1\sim1.8\text{m}$ ，两帮塑性破坏范围为 $1.2\text{m}\sim2\text{m}$ 。由此可以总结出，使用新型工钢支架支护后，巷道顶底板及两帮破坏范围比未使用工钢支架支护时有所减小。

5.现场工业性试验

通过对支护形式对比优化，在 -980m 水平主副暗一联巷进行试验，采用深基点位移计监测巷道顶板岩层位移变化趋势。在巷道中部相距 30 米布置两个观测站，监测结果如下图 4 所示。

从观测结果可以看出，a 监测站总巷道位移量为 37mm，集中在 $0\sim1\text{m}$ 与 $2.5\sim4\text{m}$ 范围内， $0\sim1\text{m}$ 内变形量达到 18mm， $4\sim8\text{m}$ 内变形量仅为 5mm，则 4 米深的顶板相对比较稳定。b 监测站总巷道位移量达到 47mm，变形主要发生在中浅部，且主要集中在 $2.5\sim4\text{m}$ 范围内，深部位移发生比较小。从围岩位移变化趋势来看，a，b 测站顶板位移在前 28 天内增长速率较快，之后位移变化趋于平缓，围岩相对稳定。

表格2 煤层顶底板岩层力学参数

岩性	厚度/m	密度/($\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$)	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	内聚力/MPa	内摩擦角/($^{\circ}$)
细砂岩	13	2520	15.3	12.0	2.8	38
粉砂岩	12	2600	12.8	8.2	3.7	33
灰岩	1	2700	7.5	4.3	2.2	35
2#煤	4	1400	6.0	4.0	1.9	30
砂质泥岩	5	2200	8.2	5.1	2.4	35
粉砂岩	15	2600	12.8	8.2	3.7	33

表格3 巷道使用新型工钢支架支护前后围岩塑性破坏范围汇总表

支护方式	顶板破坏范围/m	底板破坏范围/m	两帮破坏范围/m
使用新型工钢支架支护前	1.2m~2m	1.5m~2.5m	2m~3.5m
使用新型工钢支架支护后	0.8m~1.4m	1~1.6m	1.2m~2m

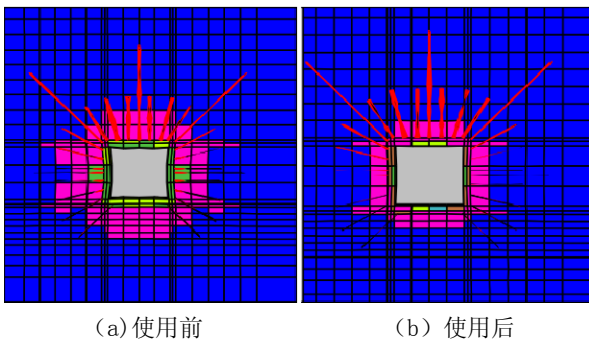
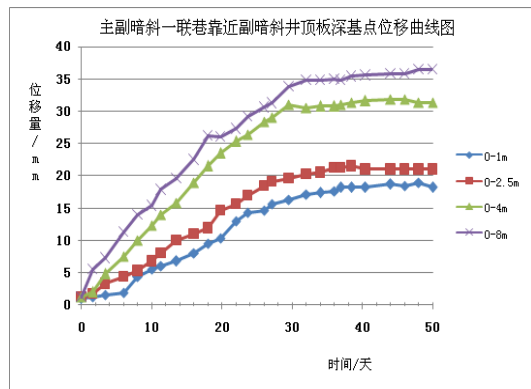
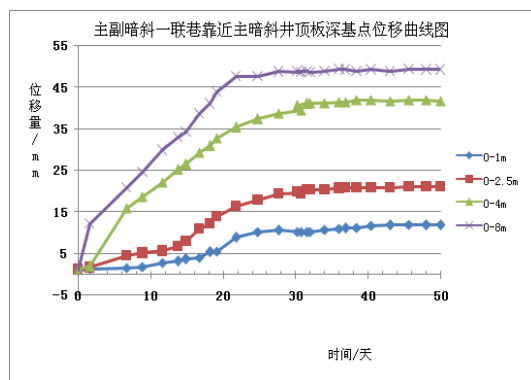


图3 巷道使用新型工钢支架支护前后围岩塑性破坏图



(a)



(b)

图4 深基点位移监测曲线

监测数据分析可知,采用高阻力全封闭多边形工钢支架支护能有效减小巷道围岩变形,起到良好支护效果,提高了成巷

速度,减少了巷道返修次数,达到了设计要求与矿井正常生产需求。

6.结论

本文针对深井破碎围岩永久巷道支护失效问题,设计并应用了高阻力全封闭多边形工钢支架二次支护技术。通过钻孔窥视精准判识顶板裂隙分布,确立了“一次支护让压释放变形、二次高强支架控制长期稳定”的支护策略。数值模拟表明,新型支架显著压缩了顶底板及两帮的塑性破坏范围,其中顶板破坏深度降低约30%~40%,两帮降低约40%~45%。现场工业性试验中,顶板位移量在28天后趋于收敛,总位移仅37~47mm,支架结构完整,围岩稳定性良好,巷道返修率大幅降低。研究成果证实,该支架选型合理(28b/22b热轧型钢组合)、结构可靠(全封闭多边形、斜梁45 $^{\circ}$),配合壁后充填喷浆,能够有效抵抗深部高应力,适应破碎围岩的大变形特征。该技术成功解决了该矿-980m水平永久巷道的支护难题,为类似深部高应力破碎围岩条件下的巷道支护设计提供了可借鉴的工程范例,同时也为今后进一步优化支架参数和施工工艺指明了方向。

[参考文献]

- [1]靳凯.深井破碎围岩巷道协同支护技术的应用[J].煤炭技术,2026,45(8):51-55.
- [2]陈浩.深部破碎围岩巷道“锚护喷注”一体化支护技术应用研究[J].能源技术与管理,2026,51(3):57-59+103.
- [3]侯军军.高应力破碎围岩巷道支护技术研究与应用[J].西部探矿工程,2026,38(6):79-81.
- [4]姚宁.松软破碎围岩巷道围岩支护技术研究与应用[J].晋控科学技术,2026,(3):30-33+37.
- [5]王寰宇.巷道应力区破碎围岩支护技术应用[J].西部探矿工程,2025,37(6):126-128+131.
- [6]和杰.深部高应力破碎围岩巷道支护技术研究及应用[J].凿岩机械气动工具,2024,50(3):41-44.
- [7]周超敏.下山巷道围岩破碎机理及支护技术研究与应用[J].能源技术与管理,2024,49(4):96-98.