

## 软岩巷道快速掘进施工技术与支护优化研究

滑柱轮

徐矿集团新疆分公司, 新疆 乌鲁木齐 830017

**[摘要]**软岩巷道围岩强度低、自稳能力差、变形量大,是制约煤矿安全高效掘进的瓶颈。本论文以徐矿集团哈密能源有限公司大南湖矿区西区五号煤矿 25 煤底板放水巷为工程背景,系统分析了软岩巷道掘进面临的顶板破碎、片帮冒顶、涌水浸底等工程难题,从掘进方式、施工工艺、临时支护与永久支护协同等角度提出了快速掘进施工技术体系,并基于普氏冒落拱理论与悬吊理论对锚网梁索+喷浆联合支护参数进行了优化验算。工程实践表明,优化后的支护方案有效控制了围岩变形,顶板离层值控制在预警值以内,月进尺显著提高,取得了良好的安全与经济效益,可为类似条件下软岩巷道快速掘进提供参考。

**[关键词]**软岩巷道;快速掘进;支护优化;锚网梁索;围岩控制

DOI: 10.33142/ect.v4i9.20477

中图分类号: TD353

文献标识码: A

## Research on Rapid Excavation Construction Technology and Support Optimization of Soft Rock Roadway

HUA Zhulun

Xinjiang Branch of Xuzhou Coal Mining Group, Urumqi, Xinjiang, 830017, China

**Abstract:** The low strength, poor self stabilization ability, and large deformation of the surrounding rock in soft rock tunnels are bottlenecks that restrict the safe and efficient excavation of coal mines. This paper takes the 25 coal floor drainage roadway of the No. 5 coal mine in the western area of the Dananhu mining area of Xuzhou Coal Mining Group Hami Energy Co., Ltd. as the engineering background. It systematically analyzes the engineering problems faced by soft rock roadway excavation, such as roof fragmentation, roof caving, and water flooding. From the perspectives of excavation method, construction technology, and coordination between temporary and permanent support, a rapid excavation construction technology system is proposed. Based on the Pu's collapse arch theory and suspension theory, the parameters of anchor mesh beam cable + spraying combined support are optimized and verified. Engineering practice has shown that the optimized support scheme effectively controls the deformation of surrounding rock, keeps the roof separation value within the warning value, significantly improves monthly footage, and achieves good safety and economic benefits. It can provide reference for rapid excavation of soft rock tunnels under similar conditions.

**Keywords:** soft rock roadway; rapid excavation; support optimization; anchor net beam cable; surrounding rock control

### 引言

随着我国煤炭资源开发重心向西部转移,新疆地区已成为重要的煤炭生产基地。然而,西部矿区煤层赋存条件复杂,软岩巷道占比高,围岩强度低、胶结性差、遇水易软化,给巷道掘进与支护带来了严峻挑战。软岩巷道在掘进过程中普遍存在成形困难、顶板易冒落、片帮严重、底鼓量大等问题,不仅制约了掘进速度,也威胁着施工人员的生命安全。

快速掘进与支护优化是解决软岩巷道施工难题的两条主线。一方面,需要通过合理的掘进方式、设备配套和

施工组织提高单进水平;另一方面,需要根据围岩力学特性设计科学合理的支护参数,实现支护与围岩的耦合承载。近年来,众多学者围绕软岩巷道支护理论开展了大量研究,锚杆悬吊理论、组合梁理论、松动圈理论等在实践中得到广泛应用,锚网索喷联合支护已成为软岩巷道的主要支护形式。

本文以 25 煤底板放水巷为工程背景,结合该巷道穿层掘进、过向斜轴、涌水浸底等典型软岩工程特征,系统研究快速掘进施工技术与支护优化方案,旨在为类似条件巷道提供可借鉴的技术经验。

## 1 工程概况

### 1.1 巷道基本情况

25 煤底板放水巷位于+170m 水平三盘区, 主要担负 25 煤工作面回采期间疏放水的任务。巷道设计全长 1429m (平距), 其中放水巷 1331m, 联络巷 97m。巷道前期布置在 22#煤层中, 沿 22#煤层顶板掘进, 后期巷道布置于 22 煤底板以下 25m 位置, 按 25 煤倾角施工。巷道服务年限至 25 煤回采工作面回采结束, 于 2024 年 8 月开工, 预计 2025 年 5 月完工。

巷道设计两个断面: 1-1 断面为直墙半圆拱形, 净宽 4500mm, 净高 3650mm, 净断面 14.25m<sup>2</sup>; 2-2 断面为矩形, 净宽 4500mm, 净高 3100mm, 净断面 13.95m<sup>2</sup>。支护方式均采用“锚网梁索+喷浆”联合支护。

### 1.2 地质条件

巷道掘进区域煤层倾角平均 3°, 煤层厚度 2.7~4.1m, 容重 1.37t/m<sup>3</sup>。23 煤结构较简单, 不含夹矸; 25 煤结构复杂, 含 2~4 层夹矸。煤层顶板以砂质泥岩、粉砂岩为主, 厚 9.42~10.75m; 底板为砂质泥岩、煤, 厚 1.5~4.72m。顶板岩石普氏系数  $f=2.78$ , 属典型软岩。

地质构造方面, 一号向斜穿过本工作面, 向斜轴部及附近压力集中, 煤层裂隙发育, 煤质较疏松, 顶板破碎。巷道掘进方位 342° 44' 05", 掘进前方无断层存在, 但不排除揭露小型隐伏断层的可能。

### 1.3 水文地质条件

本区域赋存 3 层含水层, 其中 III-3 含水层位于 25 煤以下, 为 25 煤层底板充水的弱含水层, 单位涌水量  $q=0.0561\text{L/s} \cdot \text{m}$ , 渗透系数  $K=0.0692\text{m/d}$ 。巷道正上方为 1803 工作面采空区, 最小距离 89m, 远大于导水裂隙带高度 55.8m, 不受老空水影响。预计正常涌水量 4~6m<sup>3</sup>/h, 最大涌水量 10m<sup>3</sup>/h。在断层附近及裂隙发育区段, 巷道会出现滴、淋水现象。

## 2 软岩巷道快速掘进施工技术

### 2.1 掘进方式与设备配套

25 煤底板放水巷采用 EBZ-200 型掘进机掘进, 拱形巷道采用分台阶法施工, 上台阶掘进高度 2.5m, 下台阶掘进高度 1.3m; 矩形巷道采用一次成巷方式掘进。掘进机截割遵循“先下后上、左右循环”的原则: 当煤层岩层较软时先切割煤层下部, 当断面煤岩较均匀时采用左右循环向上切割的方法, 进刀位置为巷道底板横向切割, 再横向移动截割部到巷道另一侧, 垂直升截割部达到一次吃刀量后, 左移截割部到巷道最左边, 垂直升截割部达到一次吃

刀量, 右移截割部, 如此反复成蛇形截割, 最后扫顶、刷帮、拉底成型。

装载运输方面, 前期采用 ZL30EFB 型防爆装载机运输煤矸, 后期采用 DSJ80 型胶带输送机运输。掘进机截割每排时间前期约 90min, 后期约 30min, 工作面所需运输能力后期为 33.94t/h, DSJ80 型胶带输送机运输能力为 400t/h, 满足运输能力匹配要求。前期煤矸运输路线为: 工作面出煤(掘进机)→25 煤底板放水巷及联络巷(装载机)→二煤组东翼回风大巷(装载机/无轨胶轮车)→三盘区区段联络巷(无轨胶轮车)→二煤组东翼主运大巷(40T 刮板机)→二煤组东翼主运大巷(胶带输送机)→+220m 运输石门(胶带输送机)→+170 水平煤仓→主斜井(胶带输送机)→地面。

### 2.2 施工工艺流程

施工工艺流程为: 现场交接班→安全检查(顶板、瓦斯、工程质量、探头位置)→安全确认→画轮廓线→掘进机割煤、运煤→敲帮问顶→临时支护→永久支护→延伸皮带、接风筒→下一循环→工程质量验收。

施工中严格执行“敲帮问顶”制度, 在专人监护下由专人站在永久支护完好、退路畅通的安全地点, 利用专用工具由外向里进行敲帮问顶作业, 将巷道顶板、帮部危矸、活矸有序找掉。拱形断面每一循环进尺 800mm, 矩形断面每一循环进尺 800mm, 临时支护距掘进工作面最大距离不超过 200mm, 永久支护距掘进工作面最大距离不超过 1100mm, 最小距离 300mm。

掘进机完成切割、装煤作业后, 将截割头放到煤岩里面, 掘进机停放位置应保证支护完全打开后顶架前端与巷道迎头间隔 300mm 左右, 左右位置应保证固定到顶架上的锚杆孔位置符合永久支护设计位置。将综掘机截割头落至底板埋在煤里, 打开机载临时支护, 把钢筋网和钢筋托梁升到巷道的顶板上压紧, 将综掘机停电闭锁, 打设顶部锚杆(索), 掘进机扫底出渣, 打设帮部锚杆, 按设计要求进行永久支护。

### 2.3 临时支护技术

临时支护采用机载临时支护装置, 安全点柱为备用。机载临时支护装置主要由主顶架、前伸顶架、站套、站管、摆动油缸、支撑油缸、升降油缸等组成, 工作时用掘进机的泵站供油, 通过两位三通阀控制, 实现顶架的打开、升起和收拢。装置系统压力 16MPa, 适用巷道宽度 3.5~5.5m, 高度 2.5~4.5m, 额定工作阻力 10kN, 支护面积 2100mm×2000mm, 支护超出掘进机截割头距离 1~1.8m。

当顶板条件不适宜使用机载临时支护装置时,采用打设安全点柱。在迎头施工 3 根 DW25-30/100B 型临时支护用单体液压支柱,中间的安全点柱以巷道中心为准,两边的安全点柱与中间一根相距 1.0m,均匀布置,3 用 2 备。使用安全点柱时必须穿戴帽拴好防倒绳,“鞋、帽”规格为 500mm×200mm×30mm 的木板,人员必须在永久支护下方施工,严禁空顶作业。

机载临时支护装置的使用流程为:掘进机完成切割、装煤作业后,将截割头放到煤岩里面;操作前检查支护各部件是否完好齐全,管路是否正常;将二位三通阀把手向推动打开,将连接二位三通阀的掘进机操作阀打开,此时支护六连阀进油;先操作六连阀第二联,稍微伸出支撑油缸,将顶架前端抬高约 40cm;副司机将锚网放到顶架上,按设计间距和位置用扎丝固定好;打开电源闭锁,向前推动摆动油缸控制手柄,并配合支撑油缸控制手柄,让支护由折合状态慢慢平稳打开;操作六连阀第三、四联,控制左右升降油缸,升高顶架至巷道顶板把锚网顶在顶板上;掘进机停电闭锁,人员即可在临时支护下安全地支护锚杆。

## 2.4 快速掘进组织管理

工作面采用“三八”工作制,早班检修班前半个班正常掘进、后半个班检修,中班、夜班均为生产班。前期夜班和中班各 2 个正规循环,早班 1 个正规循环,循环进尺 0.8m,日进尺 4m,月进尺 108m;后期夜班和中班各 5 个正规循环,早班 4 个正规循环,循环进尺 0.85m,日进尺 11.9m,月进尺 321.3m。工序之间尽量做到平行作业,提高工时利用率。

劳动组织方面,前期配备班长兼验收员 5 人、掘进机正副司机 5 人、装载机司机 3 人、掘进工 5 人、喷浆工及零活工 5 人、井下电气作业工 4 人、大班维护 3 人、跟班干部 4 人,合计 23 人,出勤夜班 10 人、早班 15 人、中班 12 人。后期配备班长兼验收员 3 人、掘进机司机 3 人、掘进工 3 人、零活工 2 人、胶带输送机司机 3 人、无轨胶轮车司机 1 人、井下电气作业工 2 人、大班维护 1 人、跟班干部 2 人,合计 41 人,出勤夜班 6 人、早班 7 人、中班 7 人。

## 3 支护优化设计

### 3.1 支护理论计算

基于普氏冒落拱理论,对锚杆长度进行验算。锚杆长度  $L \geq L_1 + L_2 + L_3$ ,其中  $L_1$  为外露长度取 0.15m,  $L_2$  为有效长度,按普氏免压拱高度计算:

$$L_2 = (1/f)[B/2 + H \cdot \cotg(45^\circ + \Phi/2)] \quad (1)$$

式中,  $f$  为顶板岩石普氏系数 2.78,  $B$  为巷道宽度 4.5m,  $H$  为巷道高度 3.0m,  $\Phi$  为岩体内摩擦角  $41^\circ$ , 计算得  $L_2 = 1.30m$ ,  $L_3$  为锚固长度取 0.5m, 则  $L \geq 0.15 + 1.30 + 0.5 = 1.95m$ 。实际选用锚杆长度 2200mm,满足设计要求。

锚杆间排距按悬吊理论计算:

$$a(b) \leq \sqrt{[Q/(K \cdot \gamma \cdot L_2)]} \quad (2)$$

式中,  $Q$  为锚固力 80kN,  $K$  为安全系数取 2,  $\gamma$  为岩石体积力 26kN/m<sup>3</sup>, 计算得  $a(b) \leq 1090mm$ , 实际选用间排距 800mm×800mm, 满足设计要求。

锚索长度  $L = L_a + L_b + L_c + L_d$ , 其中  $L_a$  为锚固长度取 1.0~1.5m,  $L_b$  为不稳定岩层厚度取 4.09m,  $L_c$  为托盘和锚具厚度取 0.2m,  $L_d$  为外露张拉长度取 0.25m。计算得  $L = 6040mm$ , 实际选用 6250mm, 满足要求。

### 3.2 支护参数优化

1-1 拱形断面锚杆采用  $\Phi 20 \times 2200mm$  左旋无纵肋螺纹钢树脂锚杆,间排距 800mm×800mm,每排 13 根,以巷道中心线对称布置。拱部 7 根锚杆使用钢筋网,以下使用菱形铁丝网。钢筋托梁采用  $\Phi 12mm$  圆钢加工,拱部使用 1 根长 4900mm,帮部使用 2 根长 2700mm。锚索规格  $\Phi 18.9mm \times 6250mm$ , 布置方式为“3-5-3”,间排距 1600mm×1600mm。

2-2 矩形断面顶板锚杆间排距 850mm×800mm,每排 6 根;帮部锚杆间排距 850mm×800mm,每帮 4 根。顶板铺设钢筋网,帮部铺设菱形铁丝网。顶板钢筋托梁长 4500mm,帮部钢筋托梁长 3000mm。锚索间排距 1700mm×1600mm,布置方式 3-2-3。

喷射混凝土强度等级 C20,喷厚 50mm,重量配比为水泥:砂子:石子=1:2.22:2.05,水灰比 0.4,速凝剂掺量 3~5%。

### 3.3 特殊地段加强支护

如遇地质构造、应力集中等地段,采取“3-2-3”锚索变为“3-3-3”布置、架设工字钢棚支护等措施加强巷道成形和支护强度。过东翼主运大巷、东翼辅运大巷立体交叉处架设 U 型钢棚及打设锚索梁。斜巷穿层由 23 煤进入 25 煤底板下约 25m 位置时,先进行注浆后施工。

### 4 围岩控制效果分析

#### 4.1 矿压观测方案

巷道顶板离层量观测采用 LBY-3B 型顶板离层指示仪,开口位置安装一套,掘进期间每隔 50m 安装一套,浅基点固定在锚杆端部位置(2.1m),深基点固定在锚杆

上方稳定岩层内(7m)。根据西安科技大学《回采巷道支护与顶板离层预警值研究》结论,预警值为45mm,临界值为75mm。当顶板离层值 $\geq 45\text{mm}$ 时,顶板离层仪每天观测一次,并采取加固措施;当顶板离层值 $\geq 75\text{mm}$ 时,设置专人警戒,严禁人员通行。

巷道围岩表面位移监测采用“十”字布点布置,每个测站安设2个围岩表面位移观测断面,观测断面间距不大于2个锚杆排距距离。巷道50m安设一组围岩表面位移观测站,在顶板离层仪附近5m范围内安装。

锚杆锚固力抽检使用LDZ-400型锚杆拉力计,每300根锚杆进行一组锚杆拔力试验,每组9根,同时做一组锚索抗拔力试验(不少于2根)。锚杆扭矩检测使用DL-YN-150/450型力矩扳手,锚索预紧力检测使用MQ19-400/63型锚索张拉机具。

#### 4.2 控制效果

通过优化支护参数和加强矿压观测,25煤底板放水巷围岩变形得到有效控制。顶板离层值普遍控制在预警值45mm以内,巷道围岩表面位移量较小,未出现明显的顶板下沉和底鼓现象。锚杆锚固力检测均达到设计值80kN以上,锚杆扭矩满足 $290\text{N}\cdot\text{m}$ 的设计要求,锚索预紧力达到170kN。巷道成形规整,宽度误差控制在0~100mm,高度误差控制在0~100mm,工程质量符合设计要求。

#### 5 结论

本文以25煤底板放水巷为工程背景,系统研究了软岩巷道快速掘进施工技术与支护优化方案,主要结论如下:

(1)针对软岩巷道围岩强度低、自稳能力差的特点,采用EBZ-200型掘进机分台阶法施工,配合机载临时支护装置,实现了掘进与临时支护的机械化作业,有效控制了空顶距,提高了施工安全性。

(2)基于普氏冒落拱理论和悬吊理论,对锚杆长度、

间排距和锚索长度进行了理论验算,确定了锚网梁索+喷浆联合支护的优化参数。1-1断面锚杆间排距 $800\text{mm}\times 800\text{mm}$ ,锚索布置“3-5-3”;2-2断面锚杆间排距 $850\text{mm}\times 800\text{mm}$ ,锚索布置3-2-3,均满足支护设计要求。

(3)通过建立完善的矿压观测系统,对顶板离层量、围岩表面位移、锚杆锚固力及锚索预紧力进行实时监测,实现了支护效果的动态评价和预警管理,确保了巷道施工安全。

(4)工程实践表明,优化后的支护方案有效控制了围岩变形,顶板离层值控制在预警值以内,巷道成形规整,月进尺显著提高,取得了良好的安全与经济效益,可为类似条件下软岩巷道快速掘进提供参考。

#### [参考文献]

- [1]国家煤矿安全监察局.煤矿安全规程[S].北京:应急管理出版社,2022.
- [2]康红普,王金华.煤巷锚杆支护理论与成套技术[M].北京:煤炭工业出版社,2007.
- [3]侯朝炯,郭励生,勾攀峰.煤巷锚杆支护[M].徐州:中国矿业大学出版社,1999.
- [4]何满潮,谢和平,彭苏萍,等.深部开采岩体力学研究[J].岩石力学与工程学报,2005,24(16):2803-2813.
- [5]董方庭,宋宏伟,郭志宏,等.巷道围岩松动圈支护理论[J].煤炭学报,1994,19(1):21-32.
- [6]徐矿集团哈密能源有限公司大南湖矿区西区五号煤矿.25煤底板放水巷掘进作业规程[R].2024.
- [7]西安科技大学.回采巷道支护与顶板离层预警值研究报告[R].2023.

作者简介:滑柱轮(1986—),男,汉族,山东省济宁市微山县人,工程师,本科,毕业于中国矿业大学采矿工程专业,研究方向为软岩快速掘进,冲击地压矿井支护。