

# “锚网喷+注浆锚索”联合支护技术数值模拟分析

邹诗同, 彭文庆\*, 汪琦, 朱豪

(湖南科技大学 资源环境与安全工程学院, 湖南 湘潭 411201)

**摘要:** 简述了深部软岩巷道支护技术的研究现状, 分析了深部软岩巷道的变形机理. 通过 FLAC<sup>3D</sup> 有限元差分软件对平煤股份六矿三水平戊二采区轨道上山的原始支护方案及改进方案进行了数值模拟. 通过对比两者的位移、破坏区及应力场分布, 分析了“锚网喷+注浆锚索”联合支护技术的支护效果. 模拟结果表明“锚网喷+注浆锚索”联合支护技术可以有效控制围岩稳定性.

**关键词:** 巷道支护; 软岩巷道; 变形特征; 围岩控制; 数值模拟

**中图分类号:** TD353      **文献标志码:** A      **文章编号:** 1672-9102(2021)01-0015-06

## Numerical Simulation Analysis of Combined Support Technology of “Bolt Mesh Shotcreting + Grouting Anchor Cable”

ZOU Shitong, PENG Wenqing, WANG Qi, ZHU Hao

(School of Resources, Environment and Safety Engineering, Hunan University of science and technology, Xiangtan 411201, China)

**Abstract:** This paper describes the research status of deep soft rock roadway support technology, and analyzes the deformation mechanism of deep soft rock roadway. In this paper, FLAC<sup>3D</sup> finite element difference software is used to simulate the original support scheme and improvement scheme of track uphill in Wu 2 Mining Area, No.3 level, No.6 Coal Mine of Pingdingshan Coal Co., Ltd. By comparing the displacement, failure area and stress field distribution of the two, the support effect of the combined support technology of “bolt mesh shotcreting + grouting anchor cable” is analyzed. The simulation results show that the combined support technology of “bolt mesh shotcreting + grouting anchor cable” can effectively control the stability of surrounding rock.

**Keywords:** rock roadway support; soft rock roadway; deformation characteristics; surrounding rock control; numerical simulation

随着煤矿开采活动的日益加剧, 浅部煤矿资源已经接近枯竭, 为了满足煤矿资源的使用要求, 开采活动逐渐向深部转移. 而在这一过程中, 巷道围岩将不可避免地转变为深部软岩, 这使得巷道的支护难度急剧增大, 支护后的维护难度也相应提高.

深部软岩巷道通常具有以下特点<sup>[1]</sup>: (1) 围岩来压快, 变形速率高, 围岩从揭露到变形的时间间隔短, 有时巷道开挖之后甚至没来得及支护, 围岩就已经发生显著变形. (2) 巷道变形大, 变形持续时间长, 围岩受到扰动的范围大, 有明显流变性, 变形难以收敛, 而且对应力扰动和环境变化非常敏感<sup>[2]</sup>.

目前用于浅部巷道的单一支护方式已经无法满足围岩变形的要求.针对深部软岩巷道的变形特点,需要将锚杆支护、注浆加固、可缩性金属支架、钢筋混凝土圈体等几种支护形式进行组合,形成联合支护体系.近年来,国内外学者对深部软岩巷道支护问题进行了大量研究<sup>[3-10]</sup>,针对多处深部软岩巷道提出了多种支护方案.余伟健和高谦针对“锚喷网+锚索”联合支护方案提出了叠加拱承载体强度理论,并结合锚杆的中性点理论及锚索的力传递机制理论推导出叠加拱承载体强度计算方程<sup>[11]</sup>.李桂臣提出了“混凝土喷射+中空注浆锚索+深孔全长注浆锚杆”联合支护方案,并通过现场试验验证了支护方案的可行性,但并未对该支护技术进行理论分析,缺乏一定理论的基础支撑<sup>[12]</sup>.王卫军提出高应力软岩巷道稳定性控制应包括遏制围岩破碎区扩大,固定破碎松动岩块,提高围岩整体性以及避免巷道翻修,降低巷道维护成本两方面,并对“可接长锚杆+刚性长螺纹钢锚杆+锚网+W钢带+喷射混凝土”综合控制技术进行了工程实践<sup>[13]</sup>.李力以城郊煤矿为例,对深井强矿压弱结构围岩巷道锚网支护体系的机理与应用进行了分析<sup>[14]</sup>.朱家道结合山脚树煤矿的实例,选择中空注浆锚索巷道支护方案,模拟了高应力深部软岩巷道支护形式<sup>[15]</sup>.李万峰通过全长锚固+锚索支护的方式,较好地解决了轨道大巷穿越应力集中区的巷道大变形问题<sup>[16]</sup>.王通结合山西中部某矿区地质背景,提出了钢管混凝土支架支护技术,并对其进行了支护设计<sup>[17]</sup>.付文龙通过采用顶板让压锚索与两帮补设锚索的方式形成顶帮协调支护,解决了平煤十二矿某回风巷的巷道变形问题<sup>[18]</sup>.钟诚利用“高强度锚(索)喷网结合U型钢可缩支架及壁后充填”技术解决了斜沟煤矿18209皮带巷的支护问题<sup>[19]</sup>.刘向军通过分析研究山西省晋城煤业集团长平矿深井软岩巷道的锚杆、锚索、围岩注浆等支护形式共同组成的锚注联合支护形式的支护机理,在该矿井软岩巷道的稳定性支护中取得成功应用<sup>[20]</sup>.惠金卫采用“锚杆+钢丝绳网+喷射混凝土+泄压”的缓释叠加应力支护技术,成功修复核桃峪煤矿1802反风联络巷<sup>[21]</sup>.姚宁针对杜儿坪煤矿西侧轨道大巷提出了“初次支护+锚注加固”联合支护方案<sup>[22]</sup>.付仁龙提出了以注浆锚杆为核心的锚注联合支护技术<sup>[23]</sup>.本文将以太煤股份六矿三水平戊二采区轨道上山为对象,通过FLAC<sup>3D</sup>数值模拟软件进行模拟,分析“锚网喷+注浆锚索”联合支护技术的支护效果,以验证该支护技术的可行性.

## 1 工程概况

三水平暗轨(轨道暗斜井)于2007年施工,原设计为三水平辅助运输巷,上口标高-436 m,连接二水平轨道大巷,下口标高-645 m,连接三水平丁二上车场、三水平戊二中车场,总长1 450 m.矿最大主应力为31.6 MPa左右,方向为185.9°,倾角-11.2°;中间主应力为15.6 MPa,方向为-66.6°,倾角-52.9°;最小主应力为12.8 MPa,方向为207.8°,倾角19.8°.同时根据该轨道上山的方位角判定,该巷道沿着最大主应力方向掘进,其轴向水平应力为31.6 MPa,垂直巷道轴向的水平应力为12.8 MPa,巷道所受垂直应力为15.6 MPa.煤层情况及顶底板情况分别见表1和表2.

表1 煤层情况表

煤层名称	煤层厚度/m	煤层结构	煤层倾角/(°)	可采性指数	变异系数/%	稳定程度
戊8煤	1.6~3.0	简单	9.7~1.8	1	1.8	较稳定
	2.28		5.7			

表2 煤层顶底板情况表

顶底板名称	岩石名称	厚度/m	岩性描述
老顶	细砂岩	-	灰白色,石英含量较高,硅质胶结
直接顶	砂质泥岩	2.0~27.2	灰黑-深灰色,具星点状云母片
	砂质泥岩	1.5~8.5	浅色,夹薄层细砂岩
直接底	戊9-10煤	2.8~3.5	黑色,块状
	砂质泥岩	0~3.0	黑色,含丰富植物化石

第一期扩修工程长 100 m,巷道设计断面宽 5 m×高 3.6 m.锚网喷+锚索联合支护,一个断面采用 16 根锚杆,锚杆选用  $\Phi 22$  mm×2 600 mm 左旋无纵筋螺纹钢锚杆,锚杆间排距为 700 mm×700 mm,金属网为  $\Phi 6$  mm,网格 100 mm×100 mm,规格为 1 000 mm×800 mm.金属网搭接处必须有锚杆并紧贴岩面,网间搭接长度不少于 100 mm.喷射砼厚度为 80 mm,强度为 C20.一个断面采用 9 根锚索,锚索采用  $\Phi 21.6$  mm×6 500 mm 的普通锚索,间排距 1 400×1 400 mm,底板采用  $\Phi 21.6$  mm×6 500 mm 的 7 股钢绞线中空注浆锚索,锚索排式布置,孔深 6.5 m,间排距为 1 200 mm×1 400 mm,每排 4 根,其中 2 根与底板呈 45°布置,另外 2 根注浆锚索垂直底板布置.原始支护方案及最终支护方案分别见图 1 和图 2.

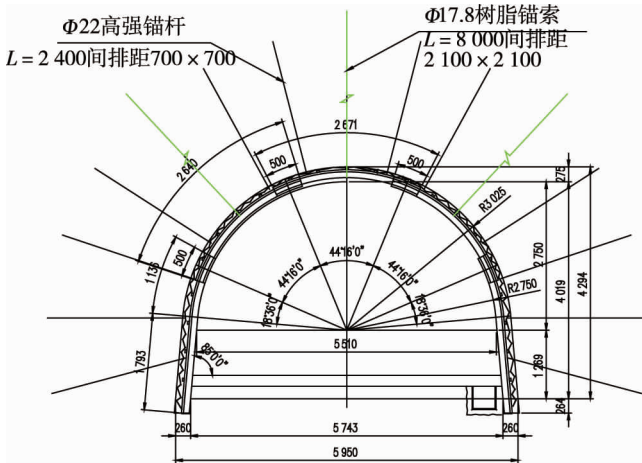


图 1 三水平暗轨原支护方案(单位:mm)

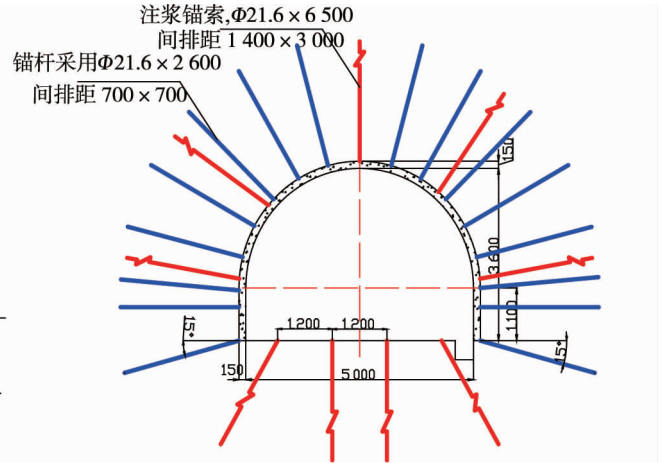


图 2 三水平暗轨最终支护方案(单位:mm)

## 2 深部软岩巷道变形失稳机理

根据弹塑性理论,巷道围岩由巷道表面到深部可依次划分为破碎区、塑性区、弹性区以及原岩应力区,如图 3.

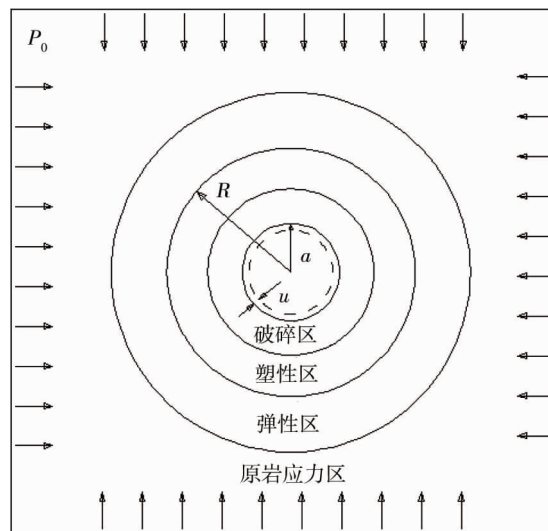


图 3 巷道围岩分区

根据 Kastner 公式:

$$R = a \left[ \frac{(p_0 + C \cot \varphi) (1 - \sin \varphi)}{p + C \cot \varphi} \right]^{\frac{1 - \sin \varphi}{2 \sin \varphi}}; \quad (1)$$

$$u = \frac{\sin \varphi}{2Ga} (p_0 + C \cot \varphi) R^2. \quad (2)$$

式中: $a$ 为圆形巷道半径,m; $R$ 为巷道塑性区半径,m; $p_0$ 为原岩应力,MPa; $p$ 为支护阻力,MPa; $C$ 为围岩内聚力,MPa; $\varphi$ 为岩石内摩擦角, $^\circ$ ; $u$ 为巷道表面位移,m; $G$ 为围岩剪切模量,MPa.

从式(1)和式(2)可看出,支护阻力 $p$ 影响塑性区范围 $R$ 的大小及巷道表面位移 $u$ 的大小.但由于支护阻力通常只有0~1 MPa,只占原岩应力的百分之几,单纯靠增加支护阻力控制巷道变形的效果只会越来越弱,很难长期维持巷道围岩的稳定.而增大围岩内聚力和内摩擦角之后,塑性区范围及巷道表面位移有明显减小.这表明在增大支护阻力的同时,还要提高围岩的内聚力和内摩擦角,才能更加有效控制巷道变形,提高围岩稳定性.

### 3 数值模拟

#### 3.1 模型建立

为了验证该支护方案的支护效果,围岩采用莫尔-库伦材料模型,巷道采用空模型,锚杆锚索采用cable结构单元进行数值模拟.模型长40 m,宽10 m,高30 m,由上至下岩层力学参数见表3.原始支护方案及改进方案的三维模型分别见图4和图5.

表3 岩层力学参数

序号	岩石名称	体积模量/GPa	切变模量/GPa	内摩擦角/ $^\circ$	内聚力/MPa	抗拉强度/MPa	密度/( $\text{kg}/\text{m}^3$ )
1	砂质泥岩	2.561	2.365	36	2.16	0.75	2 510
2	煤	10.000	2.200	30	1.00	1.50	1 300
3	砂质泥岩	2.561	2.365	36	2.16	0.75	2 510
4	煤	10.000	2.200	30	1.00	1.50	1 300
5	砂质泥岩	2.561	2.365	36	2.16	0.75	2 510

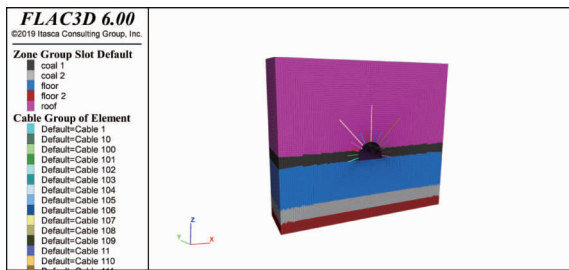


图4 原始方案三维模型

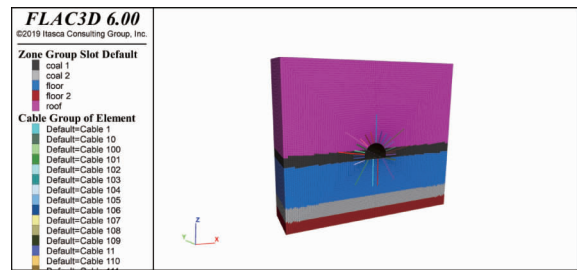
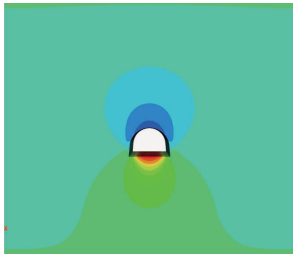
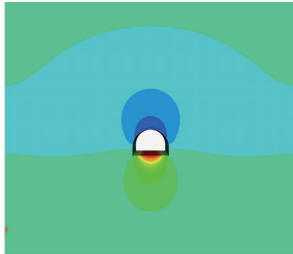


图5 改进方案三维模型

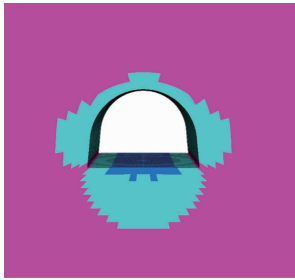

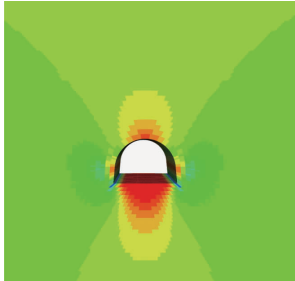
#### 3.2 模拟结果对比分析

方案模拟结果对比分析如表4所示.

表4 方案模拟结果对比分析

项目	原始方案	改进方案	方案模拟结果对比
垂直位移			原始方案中,顶板下沉量为10.15 mm,底鼓量为22.265 mm,顶底移进量为32.415 mm. 改进方案中,顶板下沉量降低至8.842 8 mm,底鼓量降低至20.076 mm,顶底移进量为28.918 8 mm.

续表 4

项目	原始方案	改进方案	方案模拟结果对比
水平位移			原始方案每帮变形量为 8.65 mm, 两帮移进量为 17.31 mm. 改进方案每帮变形量降低至 6.156 mm, 两帮移进量为 12.312 mm
破坏区分布			巷道破坏区主要为剪切破坏区, 底板中部还伴随有拉伸破坏. 原始方案两帮塑性区深度为 1.72 m, 顶板为 0.85 m, 底板达到 3.2 m. 改进方案中, 两帮降低至 1.31 m, 顶板降低至 0.43 m, 底板降低至 2.775 m
水平应力场			原始方案顶底板拉应力区深度分别接近 6.3, 1.75 m, 最大水平应力约为 21.67 MPa. 改进方案顶底板拉应力区分别缩小到 2.1 m, 1.4 m, 最大水平应力约为 23.98 MPa
垂直应力场			原始方案巷道两帮应力集中点位于两帮围岩深处 1.25 m 左右, 最大垂直应力约为 37.62 MPa. 改进方案两帮应力集中区深度缩小至 0.8 m, 最大垂直应力约为 34.5 MPa
剪应力场			原始方案最大剪应力约为 10.31 MPa. 改进方案最大剪应力约为 10.16 MPa

综上,改进方案相较于原始方案,巷道变形量有所减少,并且破坏区以及应力集中区范围也有所缩小。

## 4 结论

1) 改进方案的巷道位移相较原始方案有明显减少,破坏区、应力集中区的分布范围也明显缩小.这表明“锚网喷+注浆锚索”联合支护可以有效控制巷道围岩稳定性,防止冒顶、片帮事故发生。

2) 通过被动支护与主动支护相结合,在增加支护阻力的同时,增强围岩自身的承载能力,在一定程度上

上阻止塑性区的恶性扩展,可以达到更好的围岩控制效果,有效减小巷道变形量。

### 参考文献:

- [1] 赵士华,赵瑞峰,姜耀东.极软岩动压巷道支护技术[J].矿山压力与顶板管理,1999(2):20-22.
- [2] 鞠文君,付玉凯.我国煤矿巷道支护的难题与对策[J].煤矿开采,2015,20(6):1-5.
- [3] 何满潮.深部软岩工程的研究进展与挑战[J].煤炭学报,2014,39(8):1409-1417.
- [4] 李鹏,朱永建,王平,等.高水平应力下巷道围岩破坏机理及其控制技术[J].矿业工程研究,2020,35(1):33-40.
- [5] 杨军伟,路瑞恒,杨海军,等.软岩巷道围岩控制技术[J].中州煤炭,2012(1):55-56.
- [6] 高振勇,樊正兴.深井软岩巷道二次锚网索支护技术[J].煤炭科学技术,2014,42(2):12-15.
- [7] 李英明,张瀚,孟祥瑞.软岩巷道二次支护时机研究[J].煤炭学报,2015,40(s1):47-52.
- [8] 贾西阁.深部高应力软岩巷道变形破坏机理及支护技术研究[D].淮南:安徽理工大学,2015.
- [9] 丁自伟,吕文玉,邱华富,等.深部开采高应力软岩巷道支护技术研究[J].煤炭工程,2016,48(5):53-55.
- [10] 赵呈星,李英明,刘刚,等.深部软岩巷道围岩支护技术研究[J/OL].煤炭科学技术:1-8[2021-01-23].<http://kns.cnki.net/kcms/detail/11.2402.TD.20200522.1732.002.html>.
- [11] 余伟健,高谦,朱川曲.深部软弱围岩叠加拱承载体强度理论及应用研究[J].岩石力学与工程学报,2010,29(10):2134-2142.
- [12] Li G C, Jiang Z H, Lyu C X, et al. Instability mechanism and control technology of soft rock roadway affected by mining and high confined water[J]. International Journal of Mining Science and Technology, 2015, 25(4): 573-580.
- [13] 王卫军,袁超,余伟健,等.深部大变形巷道围岩稳定性控制方法研究[J].煤炭学报,2016,41(12):2921-2931.
- [14] 李力.煤矿深井巷道锚网支护体系研究与应用[J].建筑技术开发,2020,47(15):115-117.
- [15] 朱家道.高应力深部软岩巷道支护方案设计及其数值模拟分析[J].矿产与地质,2020,34(2):366-370.
- [16] 李万峰,乔保峰.全长锚固技术在深井软岩巷道支护中应用研究[J].四川建材,2020,46(1):87-88.
- [17] 王通.深部软岩巷道支护控制技术研究[J].石化技术,2019,26(12):272-273.
- [18] 付文龙,韩帅军.平煤十二矿深部软岩巷道协调支护技术研究及应用[J].能源与环保,2019,41(7):196-200.
- [19] 钟诚,吴琼.斜沟煤矿软岩巷道支护技术试验研究[J].陕西煤炭,2019,38(3):14-18.
- [20] 刘向军.深井软岩巷道锚注支护技术的研究及实践应用[J].水力采煤与管道运输,2019(2):112-114.
- [21] 惠金卫.深井高应力软弱围岩巷道支护技术实践[J].建井技术,2018,39(6):10-13.
- [22] 姚宁.深部软岩巷道支护探究[J].能源与节能,2019(1):127-128.
- [23] 付仁龙.深部软岩巷道支护技术研究[J].煤矿开采,2018,23(s1):49-52.