

深井破碎围岩大断面巷道支护技术

汪琦, 彭文庆*, 朱豪, 邹诗同

(湖南科技大学 资源环境与安全工程学院, 湖南 湘潭 411201)

摘要:针对深井破碎围岩大断面巷道支护困难的问题,以平煤六矿戊二轨道上山段为工程背景,采用数值模拟方法研究深井巷道围岩破坏失稳问题,分析原支护方案不能达到预期支护效果的原因.在原支护方案的基础之上提出以“预留变形+普通锚杆+普通锚索+注浆”的综合治理技术.结果表明,新支护方案可以降低各部位塑性区深度,提高围岩的整体稳定性,加强巷道的承载能力,可以有效治理深部围岩巷道支护问题.

关键词:地应力;大断面;破碎围岩;数值模拟

中图分类号:TD353 **文献标志码:**A **文章编号:**1672-9102(2021)03-0001-07

Support Technology of Large Section Roadway with Broken Surrounding Rock in Deep Mine

WANG Qi, PENG Wenqing, ZHU Hao, ZOU Shitong

(School of Resources, Environment and Safety Engineering, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China)

Abstract: In view of the difficulty of supporting large section roadway with broken surrounding rock in deep mine, in this paper, based on the engineering background of No.6 Pingdingshan Coal Mine, combined with numerical simulation, through the study of surrounding rock failure and instability of deep roadway, the reasons why the original support scheme cannot achieve the expected support effect are analyzed. On the basis of the original support scheme, the comprehensive treatment technology of “reserved deformation + common anchor + common anchor cable + grouting” is proposed. Results show that the new support scheme can reduce the depth of plastic zone, improve the overall stability of surrounding rock, strengthen the bearing capacity of roadway, and effectively handle the support problem of deep surrounding rock roadway.

Keywords: geostress; large section; broken surrounding rock; numerical simulation

多项勘测数据表明煤炭资源主要集聚在地表千米深度以下,浅层资源相对较少,我国浅部煤矿开采基本已达到饱和状态,深部煤矿资源未能得到充分开采^[1].随着煤矿掘进深度的增加,深部巷道的支护成为至关重要的问题.国内对于深部巷道支护一般采用高强度、高刚度支护结构进行“硬抗”,但是一般都没能取得理想的效果,多次补修和加固后也不能很好地控制深部巷道围岩的变形,所以对于深井围岩巷道支护技术的研究具有重要的意义^[2-6].针对深部巷道围岩变形破坏以及支护设计等问题,李鹏飞通过 FLAC^{3D}数值模拟分析不同释压材料支护下巷道围岩的变形情况,发现置孔释压材料对于巷道支护具有良好的效果^[7];牟平平通过 COMSOL 数值模拟软件得出测压系数与巷道塑性破裂区之间的关系,并且发现在开挖之前对围岩进行注浆加固效果更好^[8];黄玉东等通过解决赵固一矿 2[#]煤层巷道围岩变形破坏的问题,提出了采用全长预应力锚固强力锚杆锚索控制技术,使巷道变形得到有效控制^[9];王卫军等对赵固二矿存

收稿日期:2021-02-04

基金项目:国家自然科学基金资助项目(51974118);湖南省教育厅优秀青年资助项目(18B226)

*通信作者, E-mail: pengwenqing@163.com

在的巷道围岩问题采用“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,并辅以可接长锚杆强化顶板的支护方案,降低维护费用的同时,保障了巷道的安全使用^[10].许多学者对深部围岩巷道变形问题的研究都取得了阶段性的成果,但是该问题还未得到充分的解决,只有解决这个问题,我国的深部矿产资源才能得到充分利用.本文根据平煤六矿实际地质条件,对原巷道采用“先抗后让、刚柔互补、分级强化”支护方案,限制塑性区恶性扩展,维护巷道围岩整体稳定性,最大限度减少围岩的变形.通过现场观测结果表明,该支护方案使巷道趋于稳定状态并能满足正常使用要求.

1 工程概况

1.1 工程现状

平煤六矿三水平戊二轨道上山段,顶底板多为砂质泥岩和炭质泥岩,强度较低,岩性偏软.该巷道属典型的深部巷道,地质力学环境复杂,围岩整体性差,承载力低,围岩压力大,矿压显现剧烈.巷道变形量大,两帮收敛,顶板下沉严重,部分U型钢棚压曲、卡缆松动、折断损坏,致使巷道高度及断面不足,轨道无法正常使用,影响系统运输,不能满足矿井安全生产的要求.

为了维持轨道上山巷道运输服务及矿井正常生产,近年来六矿对其进行了多次扩修架棚,不仅浪费了大量人力、物力和财力,而且难以从根本上控制巷道围岩的大变形,巷道屡修屡坏的被动局面没有得到好转.若不采取合理的支护技术方案,巷道围岩变形将愈演愈烈,进而导致巷道破坏失稳,引发恶性灾害事故,严重影响矿井正常的安全生产和经济效益.所以,设计合理、科学、经济的支护方案,保障巷道在使用年限内具备安全可靠的生产条件成为目前矿井遇到的主要问题.

1.2 地应力测试

根据地应力测点布置的基本原则,结合三水平戊二机巷高位巷工程地质情况,在现有巷道揭露范围内,选择局部相对完整的岩体布置3个测点进行地应力实测,测点埋深825 m左右,间距100 m,孔深10 m,仰角和方位角都为8°,测点具体布置如图1所示.

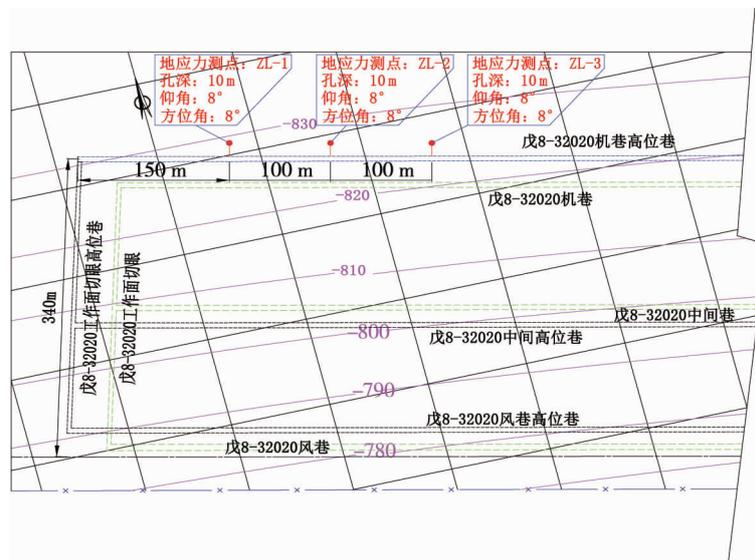


图1 地应力测点布置

现场测得 ZL-1, ZL-2 和 ZL-3 测孔处的地应力结果如表 1 所示.

表1 地应力分布

| 测孔编号 | 最大主应力 | | | 中间主应力 | | | 最小主应力 | | |
|------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| | 数值/MPa | 方向/(°) | 倾角/(°) | 数值/MPa | 方向/(°) | 倾角/(°) | 数值/MPa | 方向/(°) | 倾角/(°) |
| ZL-1 | 30.9 | 189.3 | -12.3 | 15.2 | -53.7 | -64.3 | 11.9 | 94.1 | -22.2 |
| ZL-2 | 32.3 | 182.2 | -9.7 | 16.1 | -80.2 | -37.8 | 13.8 | 260.2 | 50.6 |
| ZL-3 | 31.7 | 186.2 | -11.5 | 15.5 | -65.8 | -56.6 | 12.8 | 269.2 | 30.9 |

根据 3 个测孔数据计算平均值,得出巷道最大主应力平均值为 31.6 MPa,方向为 185.9°,倾角-11.2°;中间主应力平均值为 15.6 MPa,方向为-66.6°,倾角-52.9°;最小主应力平均值为 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进行判定,得出该巷道是沿着最大主应力方向掘进,且其轴向水平应力、垂直巷道轴向水平应力、巷道所受垂直应力的大小分别为 31.6,12.8,15.6 MPa。地应力方向如图 2 所示。

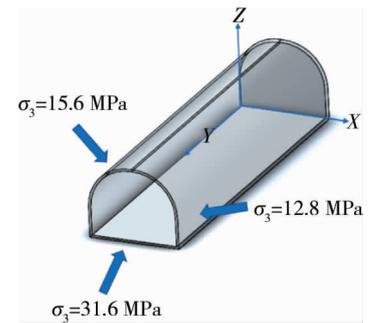


图 2 地应力方向

2 深部软岩巷道围岩支护效果的数值分析

2.1 建立数值分析模型

对平煤六矿的地质资料进行处理,运用 FLAC^{3D} 软件建立一段上山轨道的数值分析模型。三维模型的尺寸为长 50 m,高 50 m,厚 30 m,生成的网格共划分为 226 680 个单元,235 053 个节点,模型的上边界为自由边界(地表),其余边界为固定边界,如图 3 所示。

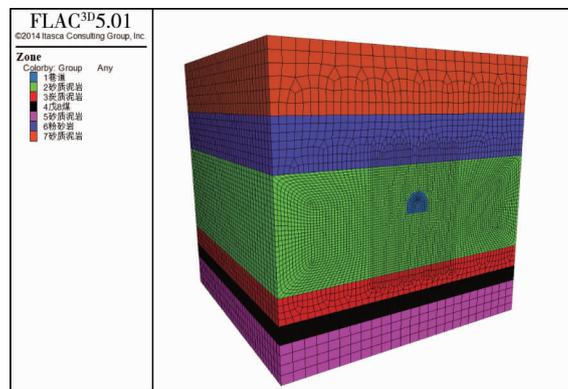


图 3 戊二轨道上山数值模型

本次数值分析根据地应力测试结果并结合埋深,确定模型垂直应力为 16 MPa,水平应力为 13 MPa。围岩的力学与变形参数如表 2 所示,模型的数据将采取 Mohr-Coulomb 屈服准则进行计算。

表 2 数值模拟岩层计算参数

| 岩(煤)层 | 厚度/m | 体积模量/GPa | 剪切模量/GPa | 黏聚力/MPa | 内摩擦角/(°) | 抗拉强度/MPa | 容重/(g/cm ³) |
|----------|------|----------|----------|---------|----------|----------|-------------------------|
| 砂质泥岩 | 9.0 | 7.10 | 4.70 | 1.60 | 45 | 0.11 | 2.5 |
| 粉砂岩 | 8.0 | 16.00 | 12.60 | 2.78 | 30 | 0.70 | 2.6 |
| 砂质泥岩 | 18.0 | 11.80 | 9.20 | 4.50 | 45 | 1.00 | 2.7 |
| 炭质泥岩 | 4.3 | 7.10 | 4.70 | 1.60 | 45 | 0.11 | 2.5 |
| 戊 8 煤 | 3.0 | 1.19 | 0.37 | 0.80 | 26 | 0.03 | 1.4 |
| 砂质泥岩 | 2.1 | 7.10 | 4.70 | 1.60 | 45 | 0.11 | 2.5 |
| 戊 9-10 煤 | 2.8 | 1.19 | 0.37 | 0.80 | 26 | 0.03 | 1.4 |

2.2 原支护方案模型

戊二轨道上山原支护方案主要采取锚网索+注浆联合支护。锚杆采用 KMG22-500 高强树脂锚杆,规格为 $\Phi 22 \text{ mm} \times 2\ 800 \text{ mm}$,间排距 $700 \text{ mm} \times 700 \text{ mm}$,Z2840 树脂药卷 3 卷/根,锚杆锚固力为 230.4 kN;锚索采用 $\Phi 22 \text{ mm} \times 8\ 000 \text{ mm}$ 的钢绞线,布置于拱部的位置间排距 $1\ 400 \text{ mm} \times 1\ 400 \text{ mm}$,Z2840 树脂药卷 5 卷/根;金属网采用 $\Phi 6 \text{ mm} \times 80 \text{ mm} \times 80 \text{ mm}$ 单层金属焊接网,搭接长度 100 mm;喷厚 150 mm、砼标号为 C20。原支护方案的计算

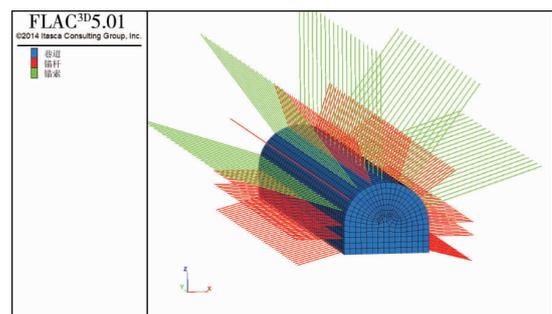


图 4 原支护方案的支护模型

模型如图4所示,数值模拟应力云图如图5所示.

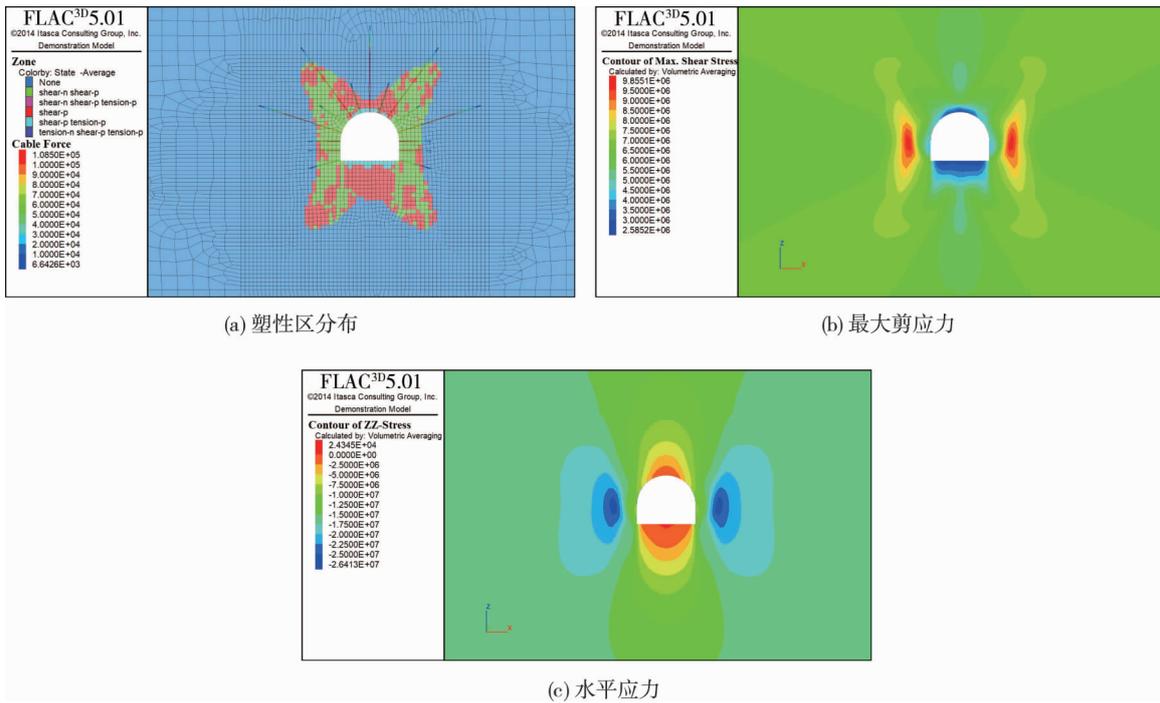


图5 原支护方案数值模拟应力云图

由图5可以看出:围岩处于较大范围的低应力状态,而且应力在巷道周围有较为明显的集中程度.塑性区内破裂围岩的剪胀扩容引起围岩向巷道边缘凸出,挤占巷道空间,直观体现为底板变形量较大,引起严重的底臃现象.由图5a可知帮部塑性区深度与底板塑性区深度相差较大,分别为1.80 m和5.04 m.拱肩塑性区最大6.4 m,拱顶塑性区的范围是1.0 m,塑性区呈现出“蝶形”形态,呈现该形态的主要原因是围岩处于非等压应力状态.部分区域的塑性区已经超过了锚杆的锚固支护范围,使得锚杆的锚固基础位于较为松散的塑性区围岩中,锚固力将出现大幅下降,基本处于失效状态,难以发挥锚杆应有的支护作用.

采用FLAC^{3D}计算巷道周边围岩位移矢量云图,如图6所示.由图6可见,巷道的周边塑性区深度与周边围岩的位移量大体呈正相关性,围岩塑性区深度越大相对的围岩位移量也增大.巷道围岩变形为峰后塑性区围岩的剪胀扩容变形,以及峰后碎裂块体间错动、滑动或翻转导致的碎胀变形,因此,围岩变形量与围岩塑性区的深度成正相关,即塑性区越深,围岩变形量也越大.将位移云图和塑性云图进行对比发现,巷道围岩中位移速率偏大处,相对塑性区的深度也偏大;同时,底板塑性区的深度远大于帮部塑性区深度.说明底板塑性区缺乏有效、可靠的支护手段,导致巷道出现较为严重的底臃.底板位移矢量最大,而且在计算步数之内还没有完全趋于稳定.因此,需要优化锚杆的支护设计方案,使锚杆的锚固基础位于岩性较好的弹性区围岩内.

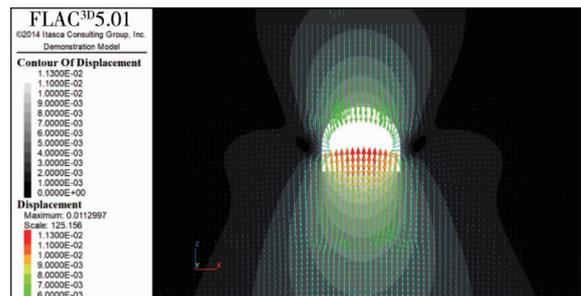


图6 围岩位移矢量云图

2.3 新支护方案模型

由于原方案中产生的巷道底臃较为严重,原支护方案不能适应这种围岩,因此,根据轨道上山的破坏机理对原支护方案进行优化设计.对于巷道支护应“让抗结合”,提高内结构围岩强度,充分利用围岩体自身承载能力,而压力过大部分由预留变形量进行适当释放,降低巷道应力集中程度.而后通过全断面深锚注浆大幅提高底、顶板及帮部的稳定性,在原支护方案的基础之上提出以“预留变形+普通锚杆+普通锚

索+注浆”的综合治理技术.运用 FLAC^{3D} 软件分析围岩塑性区发育及变形过程,将围岩视为分层各向同性弹性介质,模型的主要计算参数同原方案采取的参数,新支护方案的计算模型如图 7 所示.经过一定步骤的迭代计算,得出新支护方案的围岩塑性区分布图以及应力云图,如图 8 所示.

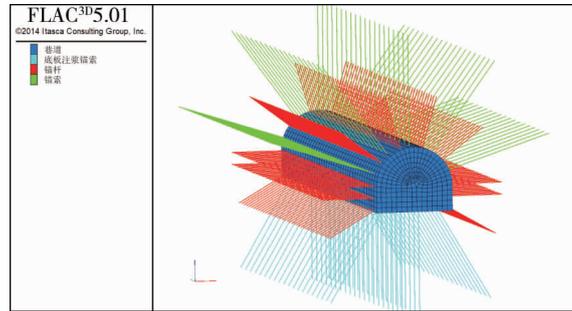


图 7 新支护方案计算模型

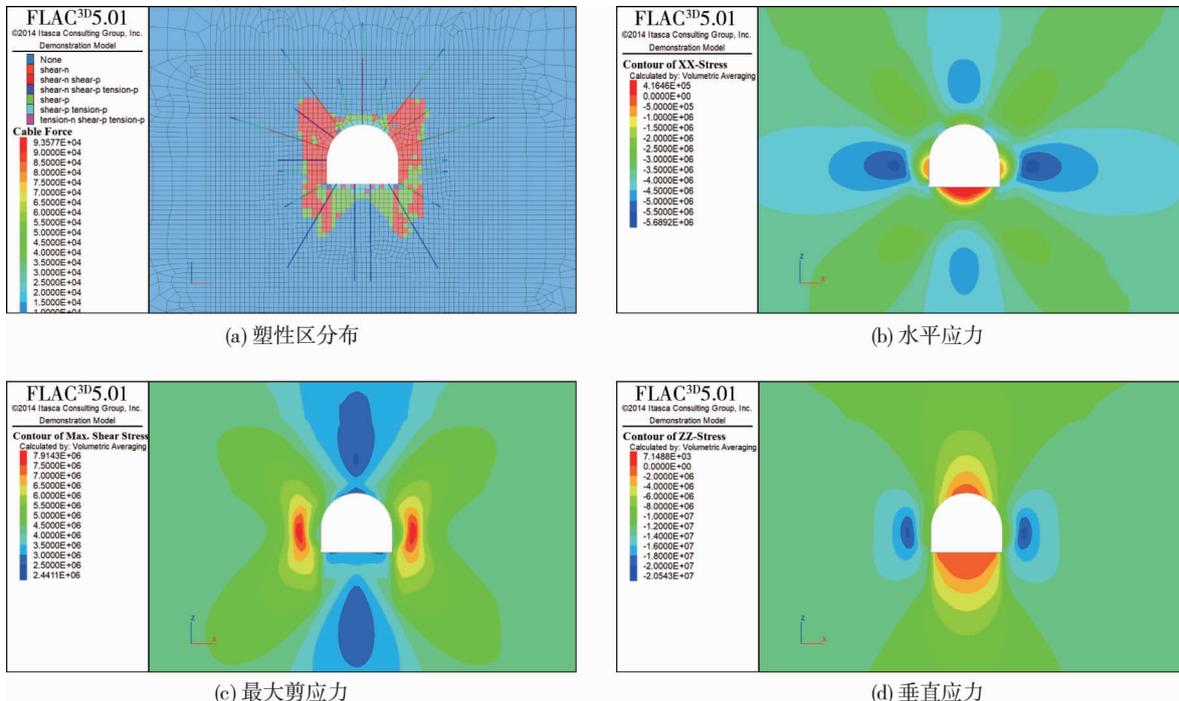


图 8 新支护方案数值模拟应力云图

由图 8 可以发现:应力较为集中的位置处于帮部,而且应力集中程度降低.说明新支护方案提高了围岩的整体稳定性,并增强了支护与围岩的承载作用,大大减小了应力集中程度,使得围岩不容易达到塑性屈服状态,间接减小了塑性区的范围,能维护巷道的长期稳定性.巷道围岩呈现的塑性区对比原来的方案小得多,应力释放范围也比较小.巷道顶板塑性区深度为 0.5 m,相当于原方案的二分之一,底板塑性区深度为 1.9 m,拱肩塑性区深度为 2.4 m 相比其他位置偏大,帮部塑性区深度为 1.5 m,均小于锚杆的长度,锚杆处于高阻工作状态,较少出现失效现象.

使用新支护方案后围岩的位移情况如图 9 所示.

比较图 6 和图 9 发现:新方案和原方案相比底板位移矢量减少许多,帮部与顶部位移量的降低幅度相对较小.这说明改进后的支护方案加固了巷道的稳定性,尤其是进行注浆后,岩体的整体性有了明显的提高,同时增强了支护与围岩的承载作用,围岩在可控范

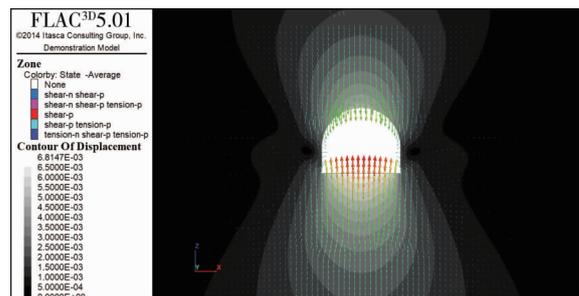


图 9 新支护方案位移矢量云图

围之内达到了稳定,很好地控制了底板位移量.

综上所述,改进后的支护方案有利于稳固轨道上山的围岩,加强了支护结构与围岩承载体的整体强度,对于维护巷道的稳定性有极大的好处.

3 工程实践

3.1 新支护方案

新支护方式的基本流程是先打普通锚杆进行让压支护,随着开挖的进行,为了充分发挥围岩的自支撑作用,根据围岩的变形特性,在其变形速度显著降低后且围岩不发生松脱、垮塌的前提下,施加弹性锚索和中空注浆锚索.该方式能充分利用巷道围岩自身潜在的稳定性,并在一定程度上改善塑性区内破裂围岩的力学特性.

新支护方案选用 $\Phi 22$ mm \times 2 600 mm 左旋无纵筋螺纹钢锚杆支护,锚杆材质为 BHRB500.每根锚杆使用 3 卷 K2350 树脂锚固剂,锚固力不低于 70 kN,锚杆间排距为 700 mm \times 700 mm.锚索采用 $\Phi 21.6$ mm \times 6 500 mm 的弹性锚索,间排距为 1 400 mm \times 1 400 mm.采用树脂锚固剂端部锚固,锚固长度为 1 600 mm,如图 10 所示.

底板注浆锚索支护采用 $\Phi 21.6$ mm \times 6 500 mm,19 股钢绞线中空注浆锚索,1 卷 S2360 和 2 卷 Z2360 树脂药卷锚固.锚索排式布置,孔深 6 m,间排距为 1 200 mm \times 1 400 mm,每排 4 根,其中 2 根与底板呈 60°布置,另外 2 根注浆锚索垂直底板布置,如图 11 所示.

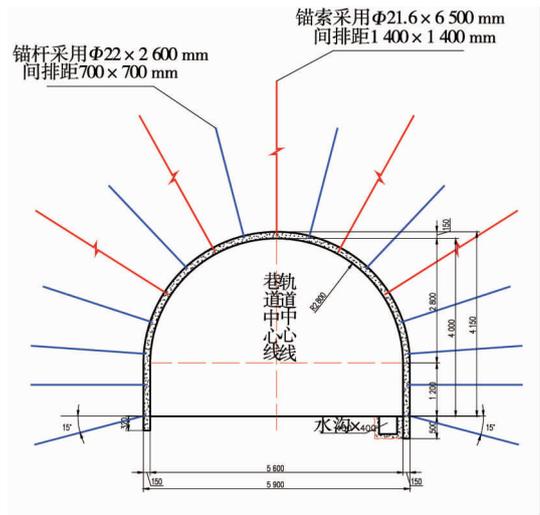


图 10 戊二轨道上山锚杆与锚索支护(单位:mm)

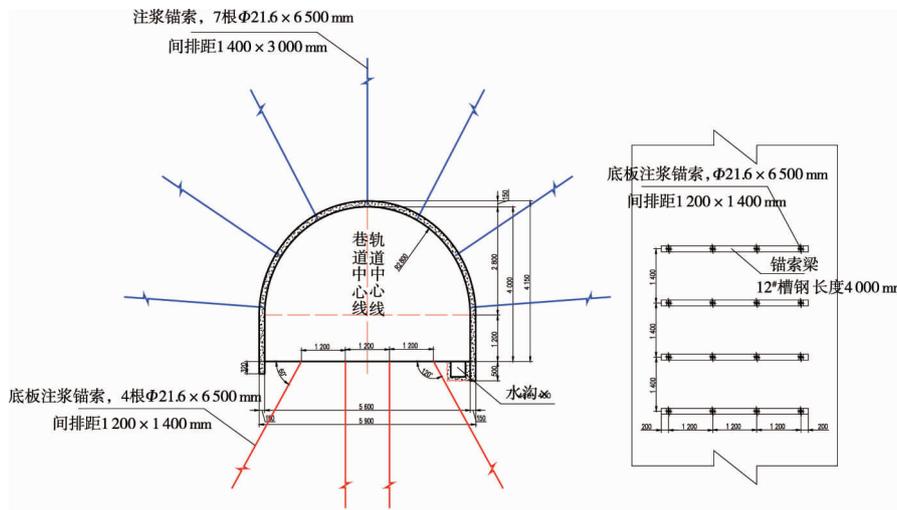


图 11 戊二轨道上山高强中空注浆锚索支护方案(单位:mm)

3.2 顶板离层量监测

监测点的深基点距巷道表层 6 500 mm,浅基点距巷道表层 3 000 mm,监测结果整理如图 12 所示.

从图 12 可以看出:在监测时间内,前期离层量增加较大,顶板下沉速度也较大;后期离层量增长速率逐渐放缓,趋于不变.深基点离层量最大值为 200 mm 左右,浅基点离层量最大值为 150 mm 左右,其中浅基点离层量占到总离层量的 75%,说明离层量主要发生在浅部围岩中.

3.3 围岩表面位移监测

围岩表面位移监测结果如图 13 所示.在监测前期,顶板、底板及帮部位移移近速率较大,移近量较大,监测后期的位移移近速率逐渐减小,趋于稳定,帮部最大移近量为 220 mm,顶底板最大移近量为 330 mm.

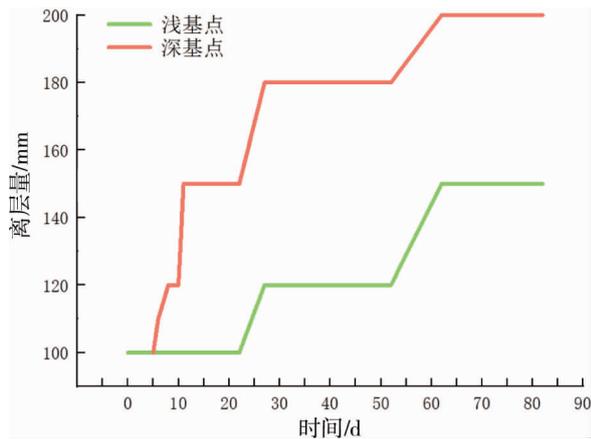


图12 监测点围岩离层量曲线

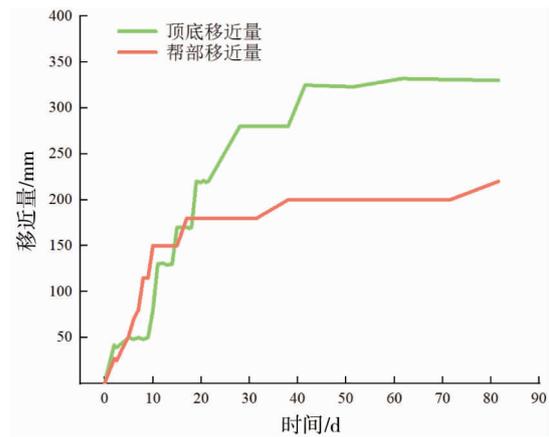


图13 监测点围岩表面位移曲线

该巷道采用新支护方案后,与原有支护方案对比发现,新支护显著降低了围岩变形速度,缩小了围岩的塑性区,使围岩的变形得到缓解.在观测期间内,暂未发现锚杆杆体破断、围岩冒顶、片帮等变形情况,说明以蝶形破坏理论为基础设计的锚杆支护方案具有很好的支护效果,能够明显减小巷道因大变形带来的重复翻修工作量.

4 结论

- 1) 围岩变形量与围岩塑性区的深度成正相关,即塑性区越深,围岩变形量也越大.
- 2) 在数值模拟和地应力测试中发现,底板是支护的薄弱点,地应力过大导致巷道出现严重底臃,需要对其进行重点支护.
- 3) 巷道支护采用“让抗结合”的方法,做到被动支护与主动支护相结合,充分利用围岩体自身承载能力,可以更好控制围岩的变形.

参考文献:

- [1] 徐保财.我国煤矿深部开采现状及灾害防治分析[J].中国石油和化工标准与质量,2020,40(16):192-193.
- [2] 乔斌.深部采动应力下巷道围岩变形特征及支护技术[J].内蒙古煤炭经济,2019(14):46-49.
- [3] 孙雁新.深部高应力巷道破坏机理及置孔卸压支护技术研究[D].太原:太原理工大学,2018.
- [4] 夏盼.深部巷道围岩控制支护优化研究[J].技术与市场,2019,26(10):96-97.
- [5] 李杰.深部巷道围岩稳定性控制研究[J].煤,2020,29(10):52-53.
- [6] 袁超.深部巷道围岩变形破坏机理与稳定性控制原理研究[D].湘潭:湖南科技大学,2017.
- [7] 李鹏飞.深部矿井回采巷道围岩变形破坏机理与控制技术研究[J].石化技术,2020,27(9):203-205.
- [8] 牟平平.深部高应力巷道围岩塑性破坏研究[J].中国石油和化工标准与质量,2020,40(4):138-139.
- [9] 黄玉东,付振江,付玉斌.深井高应力巷道围岩变形及控制技术研究[J].能源与环保,2019,41(10):181-186.
- [10] 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.