

深部岩巷稳定性控制方法及实例研究

张 华, 刘 建, 李 鹏, 刘泉声

(中国科学院武汉岩土力学研究所 岩土力学与工程国家重点实验室, 湖北 武汉 430071)

摘要: 分析矿山开采中深部岩巷围岩稳定的影响因素, 据此提出深部岩巷稳定性控制的基本方法。结合淮南张集矿深部巷道围岩的稳定性控制问题, 采用多方案的数值计算选取其支护方案, 针对该支护方案开展现场支护试验研究和现场监测, 进而基于对监测资料的反馈分析, 通过及时调整支护设计, 完成淮南张集矿深部巷道稳定性控制的实例研究。研究表明, 运用具有高初锚力的超高强锚杆支护, 同时根据现场监测结果适时进行锚索加固和注浆补强加固围岩, 可有效提高深部巷道围岩的稳定性; 所提出的深部岩巷稳定性控制方法, 对其他类似深部岩巷的支护设计具有良好参考价值。

关键词: 采矿工程; 深部岩巷; 稳定性; 数值计算; 现场监测

中图分类号: TD 322⁺.4

文献标识码: A

文章编号: 1000 - 6915(2008)增 2 - 3913 - 06

STABILITY CONTROL METHOD OF DEEP ROCK TUNNEL AND CASE STUDY

ZHANG Hua, LIU Jian, LI Peng, LIU Quansheng

(State Key Laboratory of Geomechanics and Geotechnical Engineering, Institute of Rock and Soil Mechanics, Chinese Academy of Sciences, Wuhan, Hubei 430071, China)

Abstract: The multiple factors influencing the stability of deep rock tunnel are analyzed, and the stability control methods for deep rock tunnel are provided. Moreover, the suggested methods are applied to a deep rock tunnel in Zhangji Coal Mine in Huainan, China. Firstly, a support scheme for the deep tunnel is chosen according to the results of numerical analysis. Then, the support scheme is constructed and the in-situ monitoring is implemented. Furthermore, based on the feedback analysis, the support scheme is optimised and adjusted so as to improve the stability of the surrounding rock of the deep tunnel. The results demonstrate that the stability can be improved greatly when the ultra-high strength bolts with high initial prestress, anchorage cable and concrete injection are used in supporting. The presented methods for stability control of deep rock tunnel can be used to other deep rock tunnels with the similar conditions.

Key words: mining engineering; deep rock tunnel; stability; numerical calculation; in-situ monitoring

1 引 言

世界一些主要产煤国家从 20 世纪 60 年代就进入了深部开采: 德国平均开采深度为 900 m, 最深的伊本布伦煤矿达 1 712 m; 英国平均开采深度为

700 m, 最深达 1 200 m; 波兰平均采深为 690 m, 最深达 1 300 m; 俄罗斯的顿巴斯矿区最深达 1 500 m。近年来, 我国煤矿也以每年 8~12 m 的速度向深部延伸, 目前有 25 个以上的矿区开采深度已超过 1 000 m。20 世纪 60 年代有北票矿区台吉矿千米深井, 70 年代开滦矿区进入-800 m 开采, 80 年

收稿日期: 2008 - 05 - 29; **修回日期:** 2008 - 07 - 21

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(40672192, 50479072); 国家自然科学基金重点项目(50539090); 湖北省自然科学基金资助项目(2007ABB040)

作者简介: 张 华(1972 -), 男, 硕士, 1996 年毕业于中国矿业大学矿井建设专业, 现为助理研究员, 主要从事岩土工程稳定与应用方面的研究工作。E-mail: huazhyan@tom.com

代后东部矿区相继进入深部开采阶段,如新汶、鸡西、徐州、淮南等矿区,其中,徐州张小楼矿、开滦赵各庄矿已达到或超过-1 150 m,新汶孙村矿达-1 200 m。一般认为,当采深达到700~1 000 m时即可称为深部开采^[1]。我国东部埋深在1 000~2 000 m的煤炭资源占埋深2 000 m以内预测储量的83%,面对全国深部煤炭储量占多的形势,可以预计,今后超千米深井开采将成为我国煤炭资源的主要来源^[2~4]。随着开采深度的增加,地应力增大、静水压力和涌水量加大、开采地质条件复杂等,导致深部巷道围岩稳定性控制与支护的难度加大,巷道变形剧烈,维护困难,支架折损严重,返修率高,维护费用成倍增加,安全状况恶化等,因此,深部巷道支护是深井开采的难题和重要的研究内容之一。本文结合淮南张集矿深部岩巷支护试验研究,为开展深部岩巷围岩稳定研究的类似工程提供参考。

2 深部巷道围岩稳定控制方法

2.1 深部巷道围岩稳定的影响因素

(1) 地质环境。巷道围岩稳定性与围岩自身的地质成因及其所处的地质环境关系密切。巷道围岩稳定是岩石强度、岩体的完整性及结构面状态、地下水作用、地温以及地应力状态等共同作用的结果。进入深部开采以后,虽然围岩强度有所提高,但所处的地质条件恶化,矿压增大,在构造活动强烈的地区,残余构造应力大而且岩体工程地质特性较差,增大了巷道稳定的难度,同时由于深度的增加,水头压力增大,围岩体渗透压力增大,岩体强度降低,这些因素造成深部巷道普遍难维护。

(2) 外部环境。① 巷道掘进开挖影响。在巷道刚开掘时,由于原岩应力平衡状态被突然打破,原来由巷道掘进断面轮廓内岩石支撑的岩层压力转加给巷道围岩,巷道周边径向应力减小,围岩产生切向应力集中,深部原岩应力因应力集中产生的巨大应力,与巷道周边处于单向或近似双向应力状态的巷道围岩强度之间的极大反差,容易使巷道周边的围岩遭到破坏,应力向巷道深部转移,远离巷道周边围岩应力逐渐变为原岩应力状态。随着时间的推移和巷道围岩应力状态的调整,巷道围岩最终将达到新的应力平衡状态。进入深部开采后,原来在浅部选取的掘进参数已不适用于深部,爆破掘进对浅部围岩造成的影响不足以对巷道围岩稳定造成威胁,而在深部则对巷道围岩的影响变得十分敏感,

爆破参数不合理会直接导致巷道围岩失稳破坏。深部巷道围岩动力现象较浅部明显增加,煤、瓦斯突出现象增加。这些因素都直接影响巷道围岩稳定。

② 开采扰动影响。矿体开采过程中,会形成应力集中和采动动压,使矿体一定范围内的巷道围岩应力增加,造成巷道在这种高应力或者动压的影响下大面积破坏和维护困难,进入深部开采后,采矿扰动对巷道围岩影响变得更加强烈。③ 开挖支护。进入深部开采后,巷道围岩由浅部的弹性、弹塑性变形向深部的塑性、塑性流变变形发展,巷道围岩变形量增大,变形速率加快。如果开挖后支护不及时、不到位、支护体强度低,不能有效地改善和恢复或部分恢复巷道周边围岩的应力状态,都会造成深部巷道围岩失稳破坏。

2.2 深部岩巷围岩稳定控制方法

(1) 选择合适的岩层并合理布置。地下工程中,因岩巷服务年限长,其布置无论深浅均应尽量选择岩性条件相对较好的地层中。然而进入深部开采后,巷道围岩稳定性以及可维护性对岩体特性更加敏感。合理的巷道布置会减小不利巷道围岩的应力状态,有利于维护巷道稳定。如淮南矿业集团公司顾北矿和顾桥矿井底车场巷道,两矿虽相距不足3 km,开采深度均大于700 m,前者选择在岩性条件较好的岩层中,巷道维护和稳定性均大大优于后者,只因为后者选择在岩性条件相对较差的岩层中。因此,深部岩巷选择在强度较高的岩体中其自承载和自稳定性都是非常有利的。

(2) 减小施工扰动,保持原岩完整性。保持原岩完整性对于深部巷道尤为重要。巷道开挖掘进过程中,应尽量减小对巷道围岩的施工扰动,这样能够最大限度地保持巷道周边岩体的完整性,提高岩体的自承载性能。

(3) 及时有效的支护。对于深部岩巷及时有效的支护比浅部巷道更加重要。及时有效的支护可恢复和部分恢复巷道原岩应力状态,维护巷道围岩稳定。采用高强锚杆支护系统可实现及时有效的支护。

高强锚杆支护系统是指采用树脂锚固剂锚固,杆体采用高强度材料,高初锚力(锚杆初始锚固力 ≥ 80 kN),同时配套使用喷网支护的整体支护形式。

研究和计算分析^[4~10]表明,在维护深部巷道围岩稳定中,如果锚杆的初锚力低,导致锚杆支护产生的初始应力场低,在后期巷道围岩的变形过程中,锚杆的锚固力也提高很小,这样既不能有效改善巷道围岩的应力状态,也不能发挥高性能锚杆杆体的作用。如果锚杆初锚力高,锚杆支护体对巷道围岩

可形成的有效压应力提高很明显, 而且随着巷道围岩的变形, 其最终锚固力较高, 这样的锚固力要求采用高强(表 1 中的 BHRB500 钢)、超高强的锚杆杆体^[4](表 1 中 BHRB600 钢)才能满足巷道的支护要求。采用这种锚杆能够充分利用其杆体材料的高强度特性, 也使得锚杆的主动支护作用能得到充分发挥。

表 1 锚杆杆体材料性质

Table 1 Material performances of anchor bolts

锚杆杆体材料	直径 /mm	屈服强度 /MPa	极限强度 /MPa	屈服荷载 /kN	极限荷载 /kN	延伸率 /%
Q235 圆钢	16	235	370	47	74	25
BHRB335	22	329	487	125	185	20
BHRB400	22	400	568	152	216	20
BHRB500	22	500	658	190	250	20
BHRB600	22	605	816	230	310	18
BHRB600	25	605	816	304	402	18

高强锚杆支护系统中的锚固剂是由树脂药卷经锚杆安装时搅拌, 形成能与巷道围岩黏结得非常好的锚固剂, 能够满足高强锚杆支护的锚固要求。树脂锚固剂特性见表 2, 其特点是: 固化快, 能在最短的时间内提供锚固力; 固化后强度高, 能够提供足够高的锚固力; 可在最短的时间内对锚杆施加预应力, 使围岩部分恢复到有利于稳定的应力状态。

表 2 树脂锚固剂特性

Table 2 Properties of resin binder for bolts

型号	特性描述	凝胶时间/s	施加预应力等待时间/min
CK	超快	20~60	0.5~1.5
K	快速	61~120	15.0~3.0
Z	中速	121~240	8.0
M	慢速	>240	10.0~30.0

在传统锚杆支护其承载能力及预应力普遍非常小的情况下, 锚杆支护对于巷道周边应力场的影响很小。这是因为巷道开挖出的一瞬间, 巷道围岩的弹性变形已基本完成, 对于脆性特征明显的岩体由于巷道围岩应力重分布而出现开裂、离层、滑动、裂纹扩展和松动等现象, 使巷道表面围岩强度大大弱化。如果刚开挖出的巷道安装了未施加预应力的锚杆, 由于锚杆极限变形量远大于围岩的极限变形量, 这样锚杆不能阻止围岩的开裂、滑动和弱化。只有当巷道围岩变形达到相当的程度, 锚杆才起到阻止裂纹扩展的作用, 但这时巷道围岩几乎丧失了

抗拉和抗剪的能力, 已经失稳甚至破坏, 巷道围岩和锚杆不同步承载, 造成围岩和锚杆的各个击破。如果采用高强锚杆支护系统, 这样可以给围岩一定的预压力, 改善巷道围岩的应力状态, 对于受拉截面, 可以提高围岩的抗拉能力; 对于受剪截面, 由于压应力产生的摩擦力, 大大提高了锚固体的抗剪能力。因此, 及时施加预应力可直接避免巷道围岩过早出现张拉裂缝, 很大程度上减缓围岩的弱化过程, 尽快使岩体参与承载, 发挥锚杆的主动支护作用。浅部巷道围岩采用传统的锚杆支护基本可以维持巷道围岩的稳定, 而进入深部开采后, 则必须采用高强锚杆支护系统才能有效地维护巷道围岩的稳定。

(4) 提高围岩自身强度。采用高强锚杆支护系统加固围岩, 提高围岩自身强度; 注浆补强加固围岩, 提高围岩自承载能力, 相应地减小了水对巷道围岩的不利影响, 及巷道围岩的蠕变变形, 对控制深部岩巷围岩稳定起着非常关键的作用。

3 深部岩巷稳定性控制实例研究

3.1 工程概况

为了解决淮南张集矿深部岩巷的支护难题, 选择在该矿埋深 700 m 的东翼皮带机大巷进行了现场支护试验研究。试验段主要岩性: 断面顶部为灰色砂质泥岩, 局部相变为粉细砂岩; 底部是以泥岩为主, 夹薄层煤线, 局部含砂质。煤岩层走向为 $70^{\circ}\sim 90^{\circ}$, 倾角为 $3^{\circ}\sim 4^{\circ}$ 。Fs45~Fs214 断层之间岩性为灰色砂质泥岩; Fs214 断层以东地段岩性为浅灰白色细粒砂岩。

钻取现场巷道灰色砂质泥岩进行岩块物理力学性质试验, 得到其物理力学性质如表 3 所示。

表 3 试验所得灰色砂质泥岩的物理力学性质

Table 3 Physico-mechanical properties of greg sandy mudstone obtained by test

密度 / $(\text{g} \cdot \text{cm}^{-3})$	单轴抗压强度 /MPa	弹性模量 E_0 /GPa	变形模量 E_{50} /GPa	泊松比
2.65	37.82	30.49	28.67	0.29

此外, 根据岩块直剪试验得到莫尔强度包络线, 得到灰色砂质泥岩黏聚力 $c = 7.13 \text{ MPa}$, 内摩擦角 $\varphi = 36.1^{\circ}$ 。

3.2 支护设计方案

该巷道原设计为 U 型棚支护, 底板未支护。支

护后巷道变形量大，变形速度快，底鼓量大。根据深部岩巷围岩稳定分析，对该巷道的支护进行了重新设计。主要原则是：尽量减小施工扰动，采用光面爆破，严格控制爆破参数；提高围岩支护体强度，采用高强锚杆支护系统；根据监测结果及时补强加固围岩，提高围岩自承载能力。

支护设计主要考虑了3种方案，这3种方案都采用 $\phi 22$ mm，长2.5 m的超高强锚杆，锚杆初锚力为80 kN，喷射混凝土厚100 mm：

(1) 方案1：对比高强锚杆支护系统中不同锚杆间排距对巷道围岩体支护强度的影响。采用的支护参数为：① 全断面支护，锚杆间排距分别为500 mm \times 500 mm(方案1-①a)，700 mm \times 700 mm(方案1-①b)，800 mm \times 800 mm(方案1-①c)，1 000 mm \times 1 000 mm(方案1-①d)；② 直墙和拱顶全支护，底板在底角处施工两排锚杆，锚杆间排距同全断面支护方案(对应方案为1-②a~②d)。

(2) 方案2：选择方案1中相对较好的1组锚杆支护参数，分别进行在直墙及拱部增加锚索和仅在拱部增加锚索的对比分析，锚索采用 $\phi 15.2$ mm钢绞线，长度为6 m，预应力为120 kN；锚索间排距分别为：① 2 000 mm \times 2 000 mm(方案2-①)，② 2 500 mm \times 2 500 mm(方案2-②)。

(3) 方案3：依据方案2，对巷道围岩进行注浆补强加固，注浆孔终孔深度为1.5 m，注浆孔间排距1 500 mm \times 1 500 mm。

3.3 数值模拟分析及支护设计

根据该矿地应力特点，巷道围岩地应力场取为表4所示地应力值。选取模型岩体物理力学参数如表5所示，对初选的3种支护方案的不同工况，运用有限元软件ANSYS进行数值模拟分析。

表4 围岩地应力场

Table 4 Geostress field of surrounding rock

最大水平主应力 σ_H/MPa	最小水平主应力 σ_h/MPa	最大水平主应力方位 $\alpha_H/(\text{^\circ})$	铅直应力 σ_z/MPa	侧压系数 $\lambda = \sigma_H/\sigma_z$
21.60	17.03	280.8	18.65	1.10

材料屈服准则采用德鲁克-普拉格(Drucker-Prager)屈服准则：

$$F_{(\sigma)} = \alpha I_1 + \sqrt{J_2} - k = 0 \quad (1)$$

其中，

表5 计算采用的岩体物理力学参数

Table 5 Physico-mechanical parameters in numerical simulation of rock masses

围岩类别	密度 $(\text{g} \cdot \text{cm}^{-3})$	内摩擦角 $\phi/(\text{^\circ})$	黏聚力 c/MPa		抗拉强度 σ_t/MPa	弹性模量 E/GPa		泊松比
			注浆前	注浆后		注浆前	注浆后	
灰色砂质泥岩	2.65	36	2.0	2.0	1.0	25	25	0.23
粉细砂岩	2.70	40~50	2.5	2.5	1.2	28	28	0.21
泥岩	2.25	30~35	1.0	1.3	0.5	10	12	0.30

$$\left. \begin{aligned} I_1 &= \sigma_x + \sigma_y + \sigma_z = \sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3 \\ J_2 &= \frac{1}{6}[(\sigma_x - \sigma_y)^2 + (\sigma_y - \sigma_z)^2 + (\sigma_z - \sigma_x)^2] + \\ \tau_{xy}^2 + \tau_{yz}^2 + \tau_{zx}^2 &= \frac{1}{6}[(\sigma_1 + \sigma_2)^2 + (\sigma_2 + \sigma_3)^2 + (\sigma_3 + \sigma_1)^2] \end{aligned} \right\} \quad (2)$$

式中： J_2 为第二应力偏量不变量； α ， k 均为材料常数，由岩土材料黏聚力 c 和内摩擦角 ϕ 决定。

分析3种支护方案中不同支护参数对巷道围岩变形控制效果：方案1-①较方案1-②巷道围岩最大位移减小约8%，方案1-②中巷道最大位移 U_{\max} 比值为 $U_{\max}^1 : U_{\max}^2 : U_{\max}^3 : U_{\max}^4 = 1.00 : 1.22 : 1.49 : 1.74$ ($U_{\max}^1, U_{\max}^2, U_{\max}^3, U_{\max}^4$ 分别为方案1-②a~1-②d对应的巷道最大位移)，其中最大位移 $U_{\max}^1 = 3.31$ cm在底板中心，顶部位移2.57 cm，帮部平均位移2.46 cm。选取方案1-②b进行方案2的计算分析。

计算表明，方案2较方案1的巷道围岩平均位移减小约5%，最大位移减小约10%，方案2中巷道围岩最大位移比值为1.00 : 1.18。因此，选取方案2-②进行方案3的计算分析。

方案3注浆加固围岩使巷道围岩稳定性得到进一步加强，巷道围岩最大位移较方案2减小了30%。

通过综合分析上述计算结果，同时根据围岩控制效果好、支护成本低、施工速度快的原则，支护设计分两阶段实施。

第一阶段采用的支护方案如下：

(1) 锚杆支护参数

在底板两角附近各布置一排锚杆；在直墙及半圆拱锚杆均匀布置，锚杆布置间排距0.7 m \times 0.7 m；断面设计见图1。

(2) 巷道断面支护设计

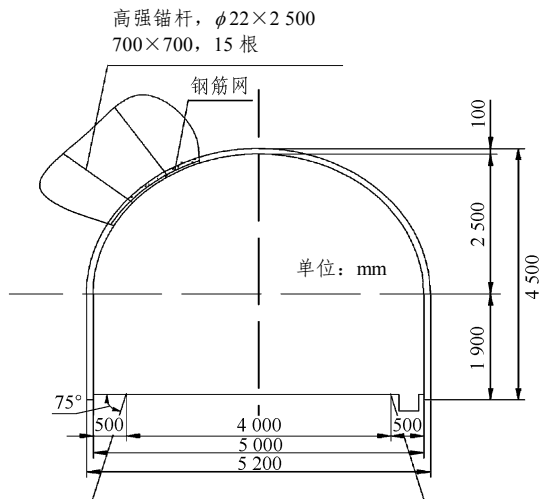


图 1 巷道支护断面设计图
Fig.1 Design of tunnel supporting cross-section

① 锚杆杆体采用 BHRB600 钢, 杆体外螺纹采用等强度加工的无纵筋左旋螺纹钢, 直径 $\phi 22$ mm, 长度为 2 500 mm, 锚杆屈服强度 $\sigma_s \geq 600$ MPa, 延伸率 $\delta_s \geq 18\%$ 。

② 锚杆施工预应力为 80 kN。

③ 托板: 采用 10 mm 厚的高强托板, 尺寸为 150 mm×150 mm, 球面型托板。

④ 螺帽: 采用带盖标准高强扭矩螺帽。

⑤ 钢筋网: 采用 $\phi 8$ mm, 100 mm×100 mm 方格, 1 700 mm×900 mm 的钢筋网。

⑥ 喷层: 采用 100 mm 厚喷射混凝土全断面喷射。

第二阶段, 根据监测结果, 决定是否需适时进行锚索加固(方案 2 - ②)和注浆补强(方案 3)加固围岩, 以保证围岩的稳定性。

3.4 试验监测与分析

对试验巷道进行了多种方法的现场监测, 其中锚杆托锚力监测采用锚索液压枕测试, 监测锚杆锚固力的变化, 测点布置如图 2 所示。

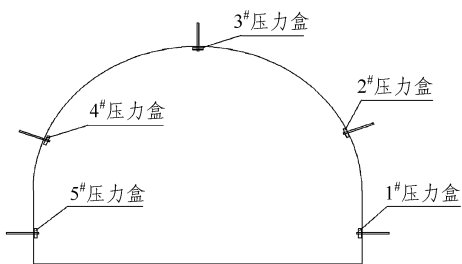


图 2 锚杆托锚力测试点位置图
Fig.2 Monitoring points distribution of anchored force

根据实测锚杆锚固力变化曲线(见图 3), 锚杆初锚力施加 110~125 kN, 随着巷道掘进, 围岩应力调整, 约 5 d 时间, 锚杆锚固力有所下降, 此后锚杆锚固力会基本稳定在一个比较高的水平, 顶部维持在 80 kN 左右, 帮部 1#压力盒初锚力最高, 调整时间也最长, 15 d 都维持在 100 kN 以上, 随后也维持在 80 kN 左右, 肩窝 2#压力盒表明锚杆应力调整后便很快提高, 并维持在 100 kN 以上, 底板两角的锚杆支护也很好控制了底板围岩的变形, 对减小底鼓起到了非常关键的作用。

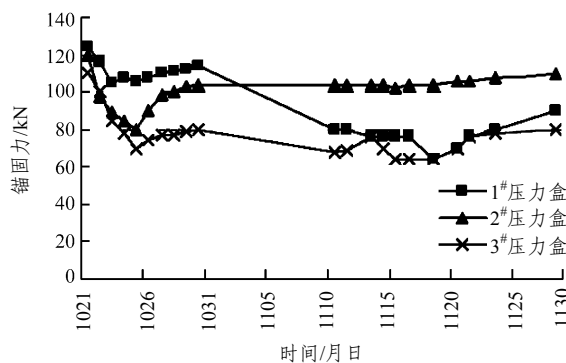


图 3 锚杆锚固力实测曲线(2005 年)
Fig.3 Monitored curves of anchored force vs. time(in 2005)

根据巷道围岩变形监测和多点位移监测结果, 巷道掘进 5 d 后, 锚杆锚固力持续下降, 巷道围岩变形速度加快, 据此并结合巷道施工进度, 确定在距迎头 10 m 开始增加锚索支护(方案 2 - ②), 锚索规格为: $\phi 15.2$ mm, 长度 6 m, 间排距 2.5 m×2.5 m, 每断面布置 3 根锚索, 锚索锚固力大于 120 kN。根据巷道围岩变形监测结果, 在掘进 40 d 后, 巷道围岩变形仍在继续, 根据多点位移计监测数据, 巷道 1 m 范围内裂隙扩展, 由此确定在距迎头 80~100 m 后开始采取注浆加固(方案 3), 锚索和注浆加固相对位置见图 4。注浆采用高压小流量, 注浆材料为硫铝酸盐水泥或普通硅酸盐水泥。注浆采取浅孔注浆的方式, 终孔 1.5 m, 注浆压力 0.5 MPa。

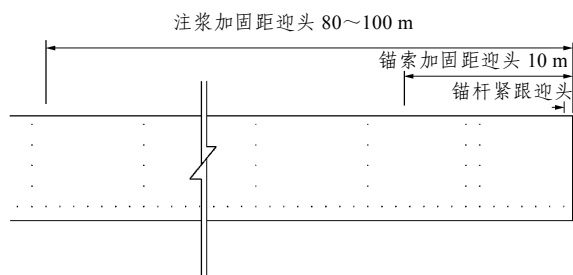
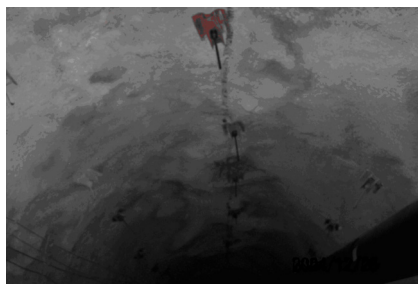


图 4 锚索和注浆加固相对位置示意图
Fig.4 Sketch of relative position between anchor cable and concrete injection

通过对现场采用高强锚杆支护系统的实时监测分析,该方案能有效改善巷道围岩应力状态,提高巷道围岩稳定性,同时根据监测结果适时的增加锚索和注浆补强加固围岩,对维护深部岩巷围岩稳定是非常有利的,也是可行的。支护效果见图5。



(a) 侧墙



(b) 顶拱

图5 支护后巷道围岩现场照片

Fig.5 Field pictures of surrounding rock in tunnel after support

4 结 论

本文通过对深部岩巷稳定性控制方法及其实例的研究,可获得如下结论:

(1) 选取有利于围岩稳定的地层和布置,采取及时有效的支护,对于保证深部岩巷围岩稳定是非常关键的。合理的支护参数不但能有效改善深部巷道围岩应力状态,提高支护体强度,还能充分发挥锚喷网的主动支护作用。

(2) 计算分析与现场试验表明:采用高强锚杆支护系统,可有效改善巷道围岩的应力状态,提高围岩自稳能力。

(3) 采用高预应力锚杆支护,锚杆锚固力始终保持在一个较高的锚固力状态,对维护巷道围岩的稳定性起到了重要作用。

(4) 实时监测及时分析并调整或加强支护,补强加固围岩,可有效提高巷道围岩的稳定性。

参考文献(References):

[1] 谢和平. 深部高应力下的资源开采与地下工程——机遇与挑战[C]//

香山科学会议第175次学术讨论会——深部高应力下的资源开采与地下工程. 北京: [s. n.], 2001: 1-9.(XIE Heping. Opportunity and challenge of resources mining and underground engineering under deep high earth stress[C]// Xiangshan Academic Conference Discussion No.175—Basic Crucial Problem in Deep Underground Space Exploitation. Beijing: [s. n.], 2001: 1-9.(in Chinese))

[2] 贺永年, 韩立军, 邵鹏, 等. 深部巷道稳定的若干岩石力学问题[J]. 中国矿业大学学报, 2006, 35(3): 288-295.(HE Yongnian, HAN Lijun, SHAO Peng, et al. Some problems of rock mechanics for roadways stability in depth[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2006, 35(3): 288-295.(in Chinese))

[3] 柏建彪, 侯朝炯, 杜木民, 等. 复合顶板极软煤层巷道锚杆支护技术研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2001, 20(1): 53-56.(BAI Jianbiao, HOU Chaojiong, DU Mumin, et al. On bolting support of roadway in extremely soft seam of coal mine with complex roof[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2001, 20(1): 53-56.(in Chinese))

[4] 刘泉声, 张华, 林涛. 煤矿深部岩巷围岩稳定与支护对策[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(21): 3732-3737.(LIU Quansheng, ZHANG Hua, LIN Tao. Study on stability of deep rock roadways in coal mines and their support measures[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(21): 3732-3737.(in Chinese))

[5] 张华. 深部返修巷道支护研究[硕士学位论文][D]. 徐州: 中国矿业大学, 1999.(ZHANG Hua. Study on the bolt-shotcrete support for roadway repairing in deep roadway[M. S. Thesis][D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 1999.(in Chinese))

[6] 康红普. 煤矿深部巷道锚杆支护理论与技术研究新进展[J]. 煤矿支护, 2007, (2): 1-8.(KANG Hongpu. Advances in the study of bolting support theory and technology in deep tunnel of coal mine[J]. supporting in Coal Mine, 2007, (2): 1-8.(in Chinese))

[7] 侯朝炯, 勾攀峰. 巷道锚杆支护围岩强度强化机制研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2000, 19(3): 342-345.(HOU Chaojiong, GOU Panfeng. Mechanism study on strength enhancement for the rocks surrounding roadway supported by bolt[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2000, 19(3): 342-345.(in Chinese))

[8] 荣传新, 程桦. 地下水渗流对巷道围岩稳定性影响的理论解[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(5): 741-744.(RONG Chuanxin, CHENG Hua. Stability analysis of rocks around tunnel with ground water permeation[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(5): 741-744.(in Chinese))

[9] 赵旭峰, 王春苗, 孔祥利. 深部软岩隧道施工性态时空效应分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(2): 404-409.(ZHAO Xufeng, WANG Chunmiao, KONG Xiangli. Analysis of time-space effects of construction behavior of deep soft rock tunnel[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(2): 404-409.(in Chinese))

[10] 李地元, 李夕兵, 张伟, 等. 基于流固耦合理论的连拱隧道围岩稳定性分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(5): 1056-1064.(LI Diyuan, LI Xibing, ZHANG Wei, et al. Stability analysis of surrounding rock of multi-arch tunnel based on coupled fluid-solid theorem[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(5): 1056-1064.(in Chinese))