文章编号：1008-0562(2009)03-0393-04

鹤壁五矿深部高应力软岩巷道破坏机理及对策

孙晓明[1,2]，何满潮[1,2]，张国峰[1]，蔡　峰[1]

（1.中国矿业大学（北京）力学与建筑工程学院，北京 100083；2.深部岩土力学与地下工程国家重点实验室，北京 100083）

摘　要：针对鹤壁五矿深部三水平延伸轨道下山高应力软岩巷道支护问题，采用理论分析与数值模拟手段对其变形破坏机理及支护对策进行了研究。结果表明，在深部高地应力及软岩膨胀性作用力的影响下，巷道围岩内部积聚了大量的变形能量，单纯依靠多种支护形式的叠加，而不注重支护体与围岩之间以及支护体之间的耦合是巷道失稳的主要原因。为此，提出了锚网喷+锚索+底角锚杆+桁架耦合支护对策，即通过喷层封闭围岩，锚网柔性支护释放变形能，底角锚杆转移底臌塑性滑移作用力，锚索+桁架支护控制围岩整体变形，从而实现对高应力巷道围岩变形的有效控制。该技术在现场进行了成功应用，取得了良好的效果。

关键词：深部开采；高应力；软岩巷道；破坏机理；耦合支护对策

中图分类号：TD 322　　**文献标识码**：A

Study on failure mechanism and support countermeasure of deep high stressed soft rock roadway in Hebi No.5 Coal Mine

SUN Xiaoming[1,2], HE Manchao[1,2], ZHANG Guofeng[1], CAI Feng[1]

(1.School of Mechanics & Civil Engineering, China University of Mining & Technology, Beijing 100083, China;
2. State Key Laboratory of Deep Geomechanics and Underground Engineering, Beijing, 100083, China)

Abstract: In order to overcome the roof support problems associated with deep high-stressed soft rock roadway at level 3 in Hebi No. 5 Coal Mine, the deformation failure mechanism and its support countermeasure are investigated using theoretical analysis and numerical simulation. The result shows that the main reasons of deformation failures in deep roadways are 1) highly relying on the piling up of several support styles, and 2) ignoring the coupling between support and surrounding rock or the couplings among different supports. This is because massive deformation energy is accumulated in surrounding rock, which is induced by high stress and soft rock dilatability. In responding to the problems identified, a countermeasure of bolt-mesh-anchor-shotcrete + floor-bolt + truss coupling supporting is proposed, namely using shotcrete to seal surrounding rock, bolt-mesh support to release deformation energy, floor bolt to transfer floor heave plastic slippage force, anchor-truss support to control the deformation of surrounding rock. Therefore, the effective deformation control of deep high stressed soft rock roadway can be achieved. The method proposed was applied at Hebi No. 5 mine and proved to be successful.

Key words: deep mining; high stress; soft rock roadway; failure mechanism; coupling support countermeasure

0　引　言

深部高应力作用下的巷道工程岩体所表现出软岩非线性大变形力学特性[1]，导致单纯的支护手段已无法保证巷道围岩的稳定性。为此，国内外学者展开了大量的研究[2-5]。近年来，锚网索支护与桁架支护技术的应用，对于解决深部巷道围岩稳定性控制问题具有明显的效果[6-8]。然而，在实际工程应用中，由于只强调多种支护的简单叠加，不注重支护体之间以及支护体与围岩之间的耦合，容易造成巷道围岩在高应力软岩大变形产生的应力集中作用下，由局部破坏发展到大面积失稳，严重的还会造成巷道顶板大面积垮落等安全事故。因此，本文以鹤壁五矿深部高应力软岩巷道工程为背景，对其变形破坏机理进行了分析，提出了相应的耦合支护对策，在现场工程应用中取得了良好的效果。

1　原支护破坏特征

1.1　工程概况

鹤壁五矿三水平延伸轨道下山为一岩层巷道，底板标高为-450~-600 m，地面标高+163~+207 m，

收稿日期：2008-01-25
基金项目：国家重点基础研究发展计划（973）资助项目(2006CB202200)；教育部创新团队发展计划资助项目(IRT0656)；教育部新世纪优秀人才计划资助项目（NCET07-0800）
作者简介：孙晓明（1970-），男，山东 泰安人，博士，副教授，主要从事岩土工程和软岩工程力学研究，E-mail：xiaoming_s@263.net。本文编校：赵　娜

万方数据

轨道下山上部岩层倾角为 12°，下部为 19°，基本上为顺层掘进。巷道地质构造比较复杂，该区整体处于向斜轴部位置。巷道整体位于泥岩岩层，底板主要是砂质泥岩，松软易碎，节理裂隙发育；直接顶为灰黑色泥岩或砂质泥岩，厚度 1.2~3.11 m，平均 1.81 m，老顶为中粒砂岩，相对较稳定。

1.2 原支护破坏特征

鹤壁五矿三水平延伸轨道下山先后采用了四种支护形式：锚网喷、锚网喷+锚索、锚网喷+锚索+U29 钢架、锚网喷+锚索+U29 封闭马蹄形钢架。根据现场变形破坏现象调查，可以看出巷道变形具有以下几个方面的特点：

（1）锚网喷支护巷道局部出现冒顶、尖顶，部分锚索、锚杆、钢筋梯拉断失效。

（2）巷道顶板混凝土臌出，喷层剥落、掉块严重，导致较多围岩外露，多处地段出现“网兜”现象。

（3）两帮收缩变形量大且变形不均匀，钢架扭曲变形较严重。

（4）底臌现象严重，影响巷道正常使用。

2 原支护破坏机理

2.1 原支护破坏过程数值模拟分析

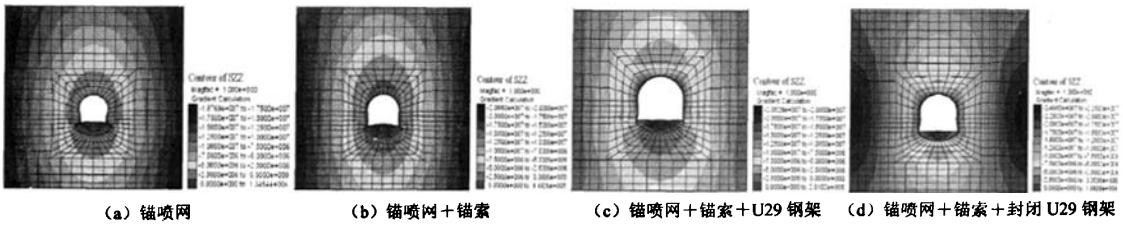
根据现场工程地质条件，应用有限差分程序 FLAC^{3D} 对原支护破坏过程进行了数值模拟分析。

不同支护形式下的巷道围岩应力分布计算结果表明（图 1），锚喷网支护形式下，由于整体支护强度较低，巷道围岩应力集中情况比较明显，特别是底板应力集中最严重（图 1a）；在增加锚索支护后，顶板及两帮受力状态有所改善，但底板应力集中程度仍然较高（图 1b）；在内部增加 U29 钢架支护后，虽然围岩整体应力集中情况有所改善，但在钢架与围岩接触部位受到的拉应力集中明显增大，同时，底板应力集中状况改善亦不明显（图 1c）；将钢架改为封闭 U29 钢架支护后，虽然整体支护强度大大提高，但钢架与围岩接触部位受到的拉应力集中仍然较高，特别是靠近底板部位应力集中十分明显（图 1d）。由于采用的四种支护形式不能有效地控制巷道围岩变形，造成局部应力集中，使得巷道整体变形量较大（图 2），即使是支护强度最高的锚网索喷＋U29 封闭马蹄形钢架支护两帮移近量达 412 mm，顶底板移近量达 261 mm。

2.2 原支护破坏机理

根据现场调研、室内试验、数值模拟及理论分析研究结果，确定鹤壁五矿三水平延伸轨道下山巷道变形破坏的机理主要有以下几个方面：

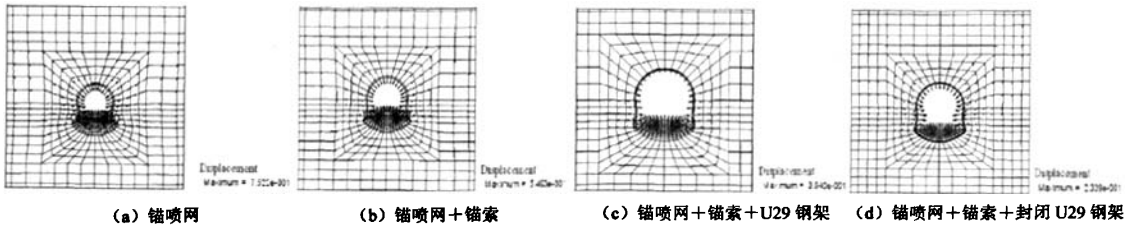
（1）高地应力。由于巷道埋深在 700 m 以下，自重应力水平较高。同时，工程处于向斜轴部，断层发育，受到较高的构造应力作用影响，造成巷道两帮及底臌变形严重。



（a）锚喷网 （b）锚喷网＋锚索 （c）锚喷网＋锚索＋U29 钢架 （d）锚喷网＋锚索＋封闭 U29 钢架

图 1 不同支护形式下的垂直应力 σ_{ZZ} 分布

Fig. 1 distribution of σ_{ZZ} under different support design



（a）锚喷网 （b）锚喷网＋锚索 （c）锚喷网＋锚索＋U29 钢架 （d）锚喷网＋锚索＋封闭 U29 钢架

图 2 不同支护形式下的位移矢量

Fig. 2 displacement vector under different support design

万方数据

（2）围岩特性。现场勘查及室内试验结果表明，该巷道岩体破碎，节理裂隙发育。巷道围岩膨胀性粘土矿物含量较高，遇水易膨胀、泥化，是典型的节理化膨胀性软岩。

（3）支护体与围岩不耦合。虽然在所施工巷道中采用了多种支护形式，但未注重支护体与围岩之间的耦合，无法控制围岩的大变形。其中，由于锚网与围岩之间的强度不耦合，特别是网的刚度不够，使得支护整体性差，导致局部锚杆承载力过高而被拉断，围岩出现不规则变形；由于支架与围岩在结构上不耦合，使得软岩巷道围岩内部巨大的变形能无法释放，造成局部应力集中，使得单个钢架受力产生弯曲或扭曲破坏。采用开放式支护，底板没有得到有效控制，含膨胀性矿物成分较多的底板岩层遇水膨胀，强度降低，造成底臌比较严重。

（4）支护体之间不耦合。在采用多种支护形式联合支护时，未注重支护体与支护体之间的耦合，未能充分发挥整体支护作用，造成各支护体单独受力，由局部破坏进而造成支护体整体失稳。

3　控制对策

3.1　控制对策

针对鹤壁五矿三水平延伸轨道下山具体工程地质情况，结合原支护变形破坏机理分析，提出耦合控制对策如下：

（1）针对巷道围岩内部的高应力变形能及膨胀性变形能，通过锚杆复合托盘及架后预留变形空间实现变形能和塑性能逐次释放，在最大限度的发挥围岩的自承能力的同时，充分释放变形能。

（2）针对围岩结构差、节理发育，采用超前锚杆加固顶部围岩，改善围岩结构，再采用锚杆三维优化消除节理面滑移变形，同时，采用刚度较高的钢筋网代替铁丝网，提高支护整体性；

（3）针对巷道底臌变形，在防止围岩遇水软化基础上，通过增加底角锚杆支护，转移底臌塑性滑移作用力，减小底臌分力，同时，采用全封闭桁架支护，控制底臌变形；

（4）针对工程所处的高自重应力及构造应力，采用锚索关键部位耦合支护结合高强度桁架支护，及时提供足够的支护强度，从而有效地限制围岩发生有害的变形损伤。

通过上述对策，形成锚网喷+锚索+底角锚杆+桁架耦合支护，具体参数如下：

（1）锚杆　采用 Φ22 mm 左旋无纵筋等强螺纹钢锚杆，长度 2 500 mm，间排距 700 mm×1 000 mm，三花布置，预紧力 6~8 t。

（2）底角锚杆　采用 Φ32 mm 无缝钢管，长度 2 500 mm，每侧两根间距 500 mm，排距为 1 000 mm。

（3）锚索：采用 Φ18.9 mm 钢绞线锚索，长度 8 000 mm，采用“2-2”布置，间排距 1 400 mm×2 000 mm。

（4）托盘：锚杆托盘采用木托盘和铁托盘组成的复合托盘。

（5）金属网：采用 Φ6 mm 钢筋焊接而成，网片尺寸为 800 mm×1 100 mm，网格尺寸 100 mm×100 mm。

（6）桁架：材料为 11 号矿用工字钢，支架间距 1 000 mm。支架之间通过钢连接件连接。其中，顶拱及两帮为三角状连接，底部支架为直杆连接。

（7）架后预留变形空间：根据理论计算[9]及统计分析结果[10]，确定该巷道架后预留变形空间为 150 mm。

由于软岩的非线性大变形力学特性，使得巷道支护效果与其支护过程密切相关，通过研究，确定其具体施工过程设计如下：

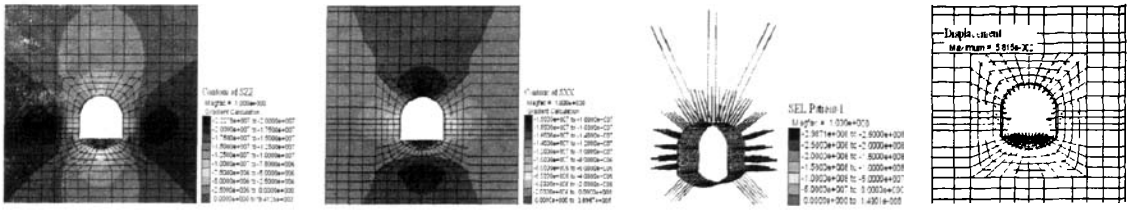
超前锚杆与加固→断面成型→初喷混凝土封闭围岩（厚度<30 mm）→锚网支护→紧跟迎头安装锚索（预应力为 8 t）→挖底施工底角锚杆→架设工字钢桁架→浇筑底板混凝土→待支架与围岩基本接触后，全断面复喷混凝土形成永久支护。

3.2　控制效果分析

为了验证上述支护对策对巷道围岩变形的控制效果，应用有限差分程序 FLAC3D 进行了计算分析。

由垂直应力分布情况可以看出（图 3a），巷道围岩整体应力分布比较均匀，局部应力集中现象基本消除；由水平应力分布情况可以看出（图 3b），底板应力集中明显向深部转移，表明底角锚杆起到了转移底臌塑性滑移作用力，减小底臌分力的作用。从支护体受力情况可以看出（图 3c），锚网索支护系统受力分布比较均衡，从桁架受力看，由于桁架整体性好，没有出现局部应力集中导致的变形过大失稳现象。巷道围岩变形矢量分析结果表明（图 3d），新的支护设计对巷道变形的控制效果十分明显，巷道两帮移近量为 65 mm，顶底板移近量 60 mm，两帮及底臌变形均得到了有效控制。

万方数据



（a）垂直应力σ_{ZZ}分布图 （b）水平应力σ_{XX}分布图 （c）支护受力图 （d）位移矢量图

图 3 新支护模拟结果

Fig. 3 simulation results of new support design

4 工程应用效果

上述研究成果及设计方案在鹤壁五矿三水平延伸轨道下山工程实际施工中进行了应用。现场施工过程中的巷道位移—时间变形监测结果表明（图 4），巷道开挖实施锚喷网支护初期，变形较为剧烈，最大变形速率 1.88 mm/d（顶板）。受现场施工条件限制，在开挖支护 40 d 后，进行锚索、底角锚杆及桁架施工。此后，锚索支护发挥作用，围岩变形逐渐趋于平缓，最大变形速率下降为 0.85 mm/d（顶板），此时，最大底臌量为 57 mm。根据现场观察及变形监测情况，围岩局部与桁架接触，此时实施全断面复喷混凝土，使围岩与桁架全面接触、整体受力，围岩变形经过一段时间调整后，整体趋于稳定。后经过一年多的现场观测，巷道围岩变形基本没有变化，表明各支护系统共同发挥作用，有效控制了围岩的稳定性。

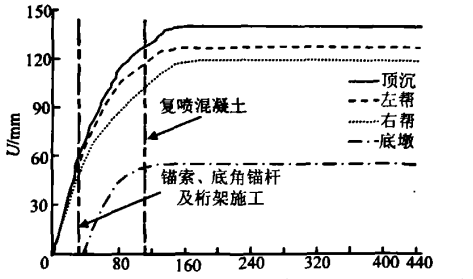


图 4 巷道位移—时间变形监测曲线

Fig.4 U-t curve of roadway surrounding rock

5 结 论

（1）受深部高地应力及软岩膨胀性影响，在围岩内部积聚了大量的变形能量，单纯依靠多种支护形式的叠加，而不注重支护体与围岩之间以及支护体之间的耦合，无法达到支护强度增加的目的，难以控制深部高应力软岩的大变形。

（2）通过喷层封闭围岩，锚网柔性支护释放变形能，底角锚杆转移底臌塑性滑移作用力，锚索+桁架支护控制围岩整体变形，形成锚网喷+锚索+底角锚杆+桁架耦合支护，从而实现支护体之间以及支护体与围岩之间在强度、刚度、结构上的耦合。

（3）现场应用结果表明，锚网喷+锚索+底角锚杆+桁架耦合支护能够实现对深部高应力软岩巷道围岩变形的有效控制。

参考文献：

[1] 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.

[2] He Manchao. Rock mechanics and hazard control in deep mining engineering in China. Rock Mechanics in Underground Construction[C]//Rock mechanics in underground construction, Proceedings of ISRM International symposium 2006. The World Scientific Publishing,2006,11:29-46.

[3] P. Egger. Design and Construction Aspects of Deep Tunnels (with particular emphasis on strain softening rocks) [J]. Tunnelling and underground Space Technology,2000,15(4): 403-408.

[4] 宋义敏,潘一山,章梦涛,等. 深部高应力载荷作用下的洞室变形破坏实验[J]. 辽宁工程技术大学学报:然科学版,2008,27(4):489-491.

[5] 张 哲,王大国,洪 林.深部岩体中断续节理对巷道稳定性影响的数值试验[J].辽宁工程技术大学学报,2007,26(4):481-484.

[6] 何满潮,杨 军,齐 干,等. 深部软岩巷道耦合支护优化设计及应用[J]. 辽宁工程技术大学学报,2007,26(2):40-42.

[7] 李 伟,冯增强.南屯煤矿深部沿空巷道耦合支护技术[J].辽宁工程技术大学学报:自然科学版,2008,27(5):683-685.

[8] 顾金才,沈 俊,陈安敏,等.锚索预应力在岩体内引起的应变状态模型试验研究[J].岩石力学与工程学报,2000,19(SI):917-921.

[9] 郭志飚.第三系深部软岩矿井锚网索—桁架耦合支护原理与技术[D].北京:中国矿业大学(北京),2006.

[10] 何满潮,孙晓明.中国煤矿软岩巷道工程支护设计与施工指南[M].北京:科学出版社,2004.

万方数据