高应力软岩巷道围岩支护技术分析与研究

冉超
贵州盘江精煤股份有限公司金佳矿　贵州省六盘水市盘州市　553537

【摘　要】针对西南地区底板措施巷埋深约800 m、围岩软弱且地应力高，传统锚索因延伸率不足难以适应围岩大变形而导致的顶板持续下沉（现场实测达325 mm）问题，本文通过FLAC³ D数值模拟分析了不同支护强度下围岩位移与应力演化规律，揭示了软岩巷道“给定变形”特征——即使支护强度由0.05 MPa增至0.4 MPa，顶板下沉仍达54.9 mm，底板变形约118 mm，初期与持续变形不可完全抑制。据此提出“让抗结合”理念，设计采用ϕ20×4000 mm可接长锚杆（抗拉力183 kN，延伸率17%，有效延伸段占80%）配合W钢带与金属网进行顶板支护，两帮采用ϕ20×3700 mm刚性长螺纹锚杆。现场监测表明：顶板最终下沉稳定在200~250 mm，两帮移近约200 mm，30~40天后变形趋于收敛。该技术通过锚杆-围岩在空间位移与支护强度上的双重协调，有效控制了深部高应力软岩巷道的大变形破坏，为同类条件提供了可靠技术路径。

【关键词】软岩；给定变形；可接长锚杆

Analysis and Research on Surrounding Rock Support Technology for High Stress Soft Rock Roadways

Ran Chao
Guizhou Panjiang Fine Coal Co., Ltd. Jinjia Mine, Panzhou City, Liupanshui City, Guizhou Province　553537

【Abstract】In response to the problem of continuous subsidence of the roof (up to 325 mm measured on site) caused by insufficient elongation of traditional anchor cables due to weak surrounding rock and high geostress at a depth of about 800 m in the southwest region, this paper analyzes the displacement and stress evolution of the surrounding rock under different support strengths through FLAC ³ D numerical simulation, revealing the "given deformation" characteristics of soft rock tunnels - even if the support strength increases from 0.05 MPa to 0.4 MPa, the roof subsidence still reaches 54.9 mm and the floor deformation is about 118 mm, and the initial and continuous deformation cannot be completely suppressed. Based on this, the concept of "combining resistance and tension" is proposed, and a design is adopted using a φ 20 × 4000 mm extendable anchor rod (with a tensile strength of 183 kN, an elongation rate of 17%, and an effective extension section of 80%) combined with W steel strip and metal mesh for roof support. The two sides are supported by a φ 20 × 3700 mm rigid long threaded anchor rod. On site monitoring shows that the final settlement of the roof is stable at 200-250 mm, and the two sides move closer by about 200 mm. After 30-40 days, the deformation tends to converge. This technology effectively controls the large deformation and failure of deep high stress soft rock tunnels through the dual coordination of anchor rod surrounding rock in spatial displacement and support strength, providing a reliable technical path for similar conditions.

【Key words】soft rock; Given deformation; Extendable anchor rod

1.引言

随着煤矿开采深度持续增加，软岩巷道在高应力环境下的围岩控制问题日益突出。深部软岩具有强度低、节理裂隙发育、流变性强等特点，开挖后围岩变形量大、持续时间长，传统刚性支护往往因无法适应大变形而失效，导致顶板下沉、底鼓和两帮挤出等破坏现象频发，严重威胁矿井安全生产。底板措施巷埋深约 800 m，顶板为平均厚度 14.28 m 的泥岩及砂质泥岩，直接底为 L9 石灰岩，基本底为裂隙发育的泥岩与砂质泥岩，整体属典型高应力软岩巷道。现场实测显示，现有锚索支护条件下顶板下沉量达 325 mm，两帮移近约 120 mm，且变形在监测首月后呈持续增长趋势，表明常规锚索因延伸率有限（通常小于 5%），无法与围岩大变形相协调，锚固体系在变形后期易发生破断或锚固力丧失，难以维持长期稳定。

针对软岩大变形巷道支护难题，国内外学者提出了多种控制思路，包括高预应力锚杆、锚注加固、可缩性支架及联合支护等，但在实际应用中仍面临诸多局限：高预应力锚杆

对围岩初始强度要求较高，锚注加固工艺复杂且成本昂贵，可缩性支架在极破碎地段易发生弯曲失效。近年来，让压支护理念逐渐得到重视，即通过允许围岩产生一定可控变形来释放变形能，同时保持足够的支护阻力以防止围岩失稳。基于此，本文以可接长锚杆为核心支护手段，其通过机械连接方式实现杆体分段延长，在保持较高工作阻力的同时具备远优于普通锚索的延伸能力，能够适应围岩的持续缓慢变形。为验证该技术的适用性，文中综合运用数值模拟与现场监测手段，首先通过 FLAC³ D 建立高应力软岩巷道模型，系统分析支护强度对围岩垂直位移、水平位移及应力分布的影响规律，明确软岩巷道变形不可完全抑制的“给定变形”本质；进而基于模拟结果设计顶板可接长锚杆（4 m）与两帮刚性长锚杆（3.7 m）联合支护方案，并通过深基点位移计监测顶板及两帮不同深度层位的离层发展过程。研究成果旨在为深部高应力软岩巷道的“让抗协调”支护设计提供理论依据与工程实践参考。

2.工程概况

2.1 地质条件

西南地区某矿底板措施巷埋深约 800m，岩层赋存较稳定，顶板为泥岩及砂质泥岩，平均厚度 14.28m，含少量暗色矿物，泥质胶结；直接底为 L9 石灰岩，平均厚度为 2m，隐晶质结构，裂隙发育；基本底为泥岩、砂质泥岩，平均厚度 10.5m，裂隙发育，充填方解石。可知，岩层为软弱岩层。

2.2 巷道围岩变形破坏特征

在现场巷道围岩变形破坏较严重，如图 1 所示。在巷道中布置 A7 测点，分别测量同一断面上两帮移近量及顶底板移近量，找出其随时间变化规律，分析巷道围岩变形破坏特征。

两帮移近量 120mm 左右、顶板下沉量 325mm 左右。在监测的第一个月，顶板下沉量和两帮移近量的变化趋势基本相同；此后，顶板下沉速率增大，并以几乎相同的速率直至观测结束，而两帮移近的速率保持不变，并以相对稳定的变化趋势直至观测结束。

综上所述，现有支护条件下，巷道两帮变形不大，顶板下沉相对较大，受支护作用的影响，变化呈现前期缓慢、后期持续增长的趋势，常规锚索的力学性能难以适应围岩的大变形，受地压、地质条件影响，易发生顶板下沉、底板鼓起、两帮挤出等现象。

3.支护技术研究

3.1 数值模拟

根据现场地质情况，岩石物理力学参数见表 1，为了增加计算精度，将巷道所在区域网格密集化，其他区域网格粗化。建立的模型：长 × 宽 × 高=55m × 50m × 44m，块体 520,000 块，节点 543,090，模拟巷道宽 5000mm，高 4000mm，巷道四周网格每格代表 0.5mm。底板措施巷埋深约 800m，模型上边界施加应力为上覆岩体的自重力，约 20MPa，水平施加应力取测压系数 1.0 进行计算，限制 x，y，z 方向位移和速度，模型实体为煤岩体，属软弱围岩特征的地质模型，采用库伦–莫尔准则。

表格 1　岩石物理力学参数

煤岩名称	视密度/kg·m^{-3}	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	抗拉强度/Mpa	内摩擦角/°	粘聚力
泥岩	2.600	2.92	1.35	1.48	32	5
砂质泥岩	2.700	3.33	2.00	2.60	35	8
粉砂岩	3.100	3.81	3.48	8.71	45	20
细粒砂岩	2.900	3.37	2.54	4.56	38	15
粗粒砂岩	2.800	3.62	3.21	6.32	44	17



图 1　巷道顶板破坏示意图

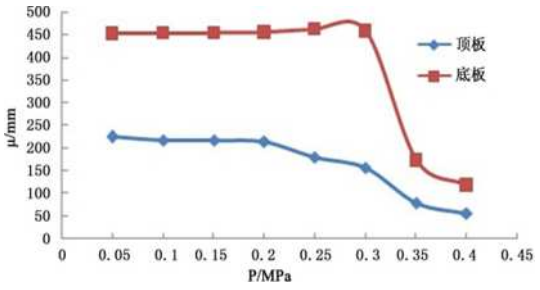


图 2　不同支护强度围岩垂直位移 - 强度曲线

3.1.1.巷道围岩变形特征分析

(1)不同支护强度围岩垂直位移变化

由图 2 可知，支护强度从 0.05MPa 增加到 0.3MPa 时，顶板下沉从 225mm 下降到 157mm；底板变形几乎维持在 450mm 左右。当支护强度从 0.3MPa 增加到 0.4MPa 时，顶板下沉量急剧减少到 54.9mm；底板变形量迅速减小到 118mm。模拟结果显示，当支护强度低于 0.3Mpa 时，顶板下沉量保持在 200mm 左右，受多种因素影响，实际下沉量普遍大于模拟数值。底板变形量为 450mm，约为顶板变形量的 2 倍，表明底鼓现象明显，与巷道实测情况接近。

(2)不同支护强度围岩水平位移变化

由图 3 可知，左帮位移量略大于右帮。支护强度由 0.05MPa 增加到 0.3MPa 时，单帮移近量都有小幅度减少。当支护强度继续增加时，两帮移近量跟着减小，减小幅度有所增加，支护强度从 0.3MPa 增加到 0.4MPa 时，两帮单帮位移量分别减少 115mm 左右。

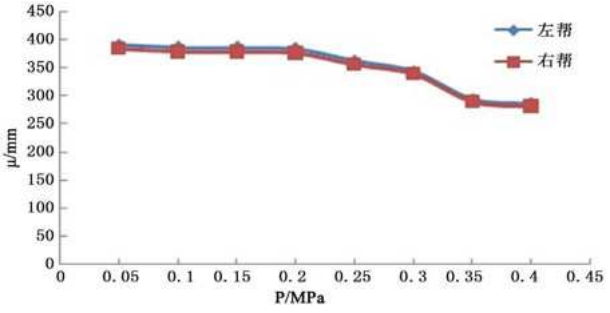


图 3 不同支护强度围岩水平位移 - 强度曲线

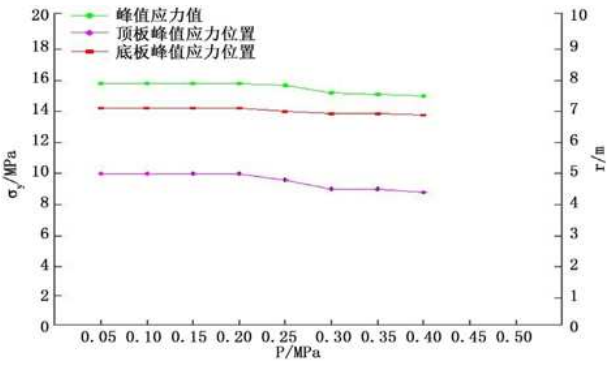


图 4 顶底板水平应力峰值及位置随支护强度的变化图

3.1.2.巷道围岩应力分布特征

(1)不同支护强度巷道垂直应力分布

支护强度为 0.05MPa 时，垂直应力峰值达到 1.67MPa，随支护强度增加，垂直应力峰值呈减小趋势，当支护强度达到 0.4MPa 时，垂直应力峰值为 14.3Mpa。模拟结果显示，随支护强度增大，垂直应力峰值向围岩浅部移动，但移动范围较小。此外，当支护强度大于 0.3MPa 时，继续增加支护强度，垂直应力峰值的大小以及距巷帮的位置几乎没有变化。

(2)不同支护强度巷道水平应力分布

由图 4 可知，随支护强度的增加，水平应力初始阶段几乎保持不变，在后续阶段缓慢减小，当支护强度为 0.05MPa 时，水平应力峰值达到 15.8MPa，当支护强度增加到 0.4MPa 时，水平应力峰值降到 15Mpa。模拟结果显示，随支护强度增大，顶板水平应力峰值向围岩浅部移动，移动范围较小，底板水平应力峰值由于其破碎性向围岩深部移动。

综上所述：软岩巷道随支护强度增加，围岩变形破坏会逐渐减少，但围岩初期变形破坏和后期持续缓慢变形具有不可克服性，很大一部分变形是给定变形，要求支护材料与大变形特征相适应。

3.2 可接长锚杆支护技术

(1)力学性能

对 5m 长可接长锚杆进行拉拔试验，结果表明该锚杆最大抗拉力 183KN，延伸率 17%，在延伸量 135mm 以后能够保持较高的支护力(约 150KN)，这部分的延伸率约占锚杆总延伸率的 80%，可接长锚杆保证其提供较大支护力的同时，允许有较大的变形量。

(2)可接长锚杆–围岩协调支护作用机理

可接长锚杆–围岩(煤)协调作用表现在两个方面，第一是在空间位移上协调变形，即满足大变形巷道围岩变形要求，使变形压力得到有效释放的同时，围岩自身没有发生破坏；第二是支护强度的协调演变，即随着围岩变形延伸的同时，保持适当的支护力，控制已破碎的岩体。两方面相互协调统一，使可接长锚杆锚固系统对巷道围岩变形具有耦合控制效应。

4.工程应用

4.1 支护方案设计

顶板采用可接长锚杆支护 ϕ 20mm × 4000mm，间排距 700mm × 700mm，顶板支护锚杆配合 W 钢带或钢筋梯子梁、金属网使用，每根可接长锚杆使用两支树脂药卷；两帮采用刚性长螺纹锚杆 ϕ 20mm × 3700mm，间排距 700mm × 700mm，两帮支护锚杆配合 W 钢带或钢筋梯子梁、金属网使用，每根长锚杆使用两支树脂药卷；一个半月到三个月后，

巷道围岩基本稳定，根据围岩变形情况，适当进行扩帮约 0~500mm，用液压剪剪掉长螺纹部分锚尾，继续拧紧锚杆螺母，巷道两帮表面喷射 100mm~200mm 混凝土，支护完成。

4.2 支护效果监测

为验证支护效果，在试验巷道进行顶板深基点位移监测。在底板措施巷布置 3 个测站进行深基点位移监测。监测结果如下：

掘巷阶段前 25 天，顶板下沉量大，变形速率快，25 天以后下沉量缓慢增加。8m、5m 通道约 200mm 和 170m，1m、3m 通道位移量最终分别稳定在约 60mm 和 90mm，监测表明顶板浅部 0~1m 范围内比较破碎，3~5m 层位离层相对较大。

掘巷阶段前 15 天，煤壁帮移近量大，移近速度较快，20 天后趋于稳定。其中 1m、1.8m 通道达到约 50mm 和 70mm，3m、4m 通道岩层位移量约为 90mm 和 100mm。50 天后，1.8m、3m 和 4m 通道增加到约 90mm、160mm 和 190mm。监测表明 1.8~3m 层位离层相对较大。

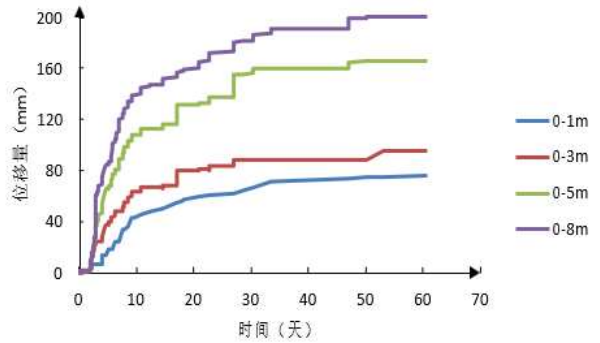


图 5　试验巷道距开口 260m 顶板位移图

掘巷阶段前 20 天，煤柱帮移近量大，移近速度较快，分别达到大约 50mm、80mm、180mm 和 230mm 左右。20 天以后，煤柱帮移近量缓慢增加，其中 1m、1.8m 通道稳定至约 80mm 和 100mm，3m、4m 通道稳定至约 200mm 和 280mm。监测表明帮浅部 0~1.8m 范围内比较破碎，1.8~3m 层位离层相对较大。

由图 5 可知，掘巷初期，顶板下沉量大，变形速率快，之后下沉量缓慢增加。监测表明顶板浅部 0~1m 范围内比较破碎，3~5m 层位离层相对较大。

综上所述：由所监测的深基点位移数据可知，在巷道开挖的前 10~20 天内，位移较大，顶板下沉量一般在 150mm~200mm 左右，两帮移近量在 100~150mm 上下，在 20 天之后，变化十分缓慢，通常在 30~40 天以后，顶板以及两帮位移量达到稳定，其中顶板下沉量在 200~250mm 之间，两帮移近量在 200mm 上下，这说明顶板 5m 长锚杆起到该有的支护作用，并能很好的控制顶板，两帮 3.7m 锚杆也有效的控制住了试验巷道的两帮，使其相对移近量得到了有效的控制。

5.结论

本文通过数值模拟与现场试验相结合的方法，对高应力软岩巷道围岩控制技术进行了系统研究。模拟结果表明，软岩巷道变形具有显著的“给定变形”特性——支护强度提高虽能减小变形量，但无法彻底消除初期及持续缓慢变形，底板变形尤为突出，支护强度由 0.05 MPa 增至 0.4 MPa 时底板仍达 118 mm，说明单纯提高支护刚度并非最优策略。可接长锚杆因其延伸率高达 17%、有效延伸段占 80%，能够在围岩大变形过程中保持约 150 kN 的工作阻力，实现了“让压不失稳、抗压不破断”的协调支护效果。现场应用显示，采用顶板 4 m 可接长锚杆与两帮 3.7 m 长锚杆联合支护后，顶板下沉稳定在 200~250 mm，两帮移近约 200 mm，且 30~40 天后变形趋于收敛，未出现锚杆破断或锚固失效现象。本研究验证了可接长锚杆–围岩协调支护机理在高应力软岩条件下的有效性，为类似工程提供了可靠的设计范例。后续可进一步优化锚杆布置参数及让压时机，探索与注浆加固的协同应用，以提升深部软岩巷道长期稳定性。

参考文献

[1]廉贵龙,庞杰.高应力泥质软岩巷道围岩变形机理与支护技术优化研究[J].山西煤炭,2026,46(1):51–62.

[2]张慧君.高应力软岩巷道围岩变形机理及支护技术研究[J].山西冶金,2022,45(8):171–172+175.

[3]陶占元.高应力软岩巷道支护技术分析[J].煤,2016,25(12):71–72.