

掘进巷道破碎顶板冒落区加固技术研究

张路锴

山西兰花集团莒山煤矿有限公司 山西晋城 048002

摘要: 莒山煤矿 84206 工作面顺槽掘进巷道破碎顶板易冒落、难支护的特点,提出了兼顾岩石自身承载力、梁形拱形承载效应的梁—拱锚固支护技术。运用 FLAC^{3D} 研究了锚杆长度、锚杆间距、锚杆预应力对梁—拱支护结构的影响。现场监测表明,围岩两帮的位移量为 31 mm~57 mm,底鼓量为 38 mm~68 mm,顶板下沉量为 15 mm~25 mm,验证了梁—拱锚固支护方案可靠性。

关键词: 破碎顶板; 锚固支护; 围岩变形; 数值模拟

Research on strengthening technology of caving area of crushed roof of driving roadway

Lukai Zhang

Shanxi orchid group Jushan Coal Mine Co., Ltd., Shanxi Jincheng 048002

Abstract: The 84206 working face of Jushan Coal Mine is characterized by the tendency of the goaf roof to easily collapse and the difficulty in providing support. In order to address this issue, a beam-arch anchoring support technology is proposed, which takes into account both the bearing capacity of the rock mass and the load-carrying effect of the beam-arch structure. In this study, the FLAC3D software is used to investigate the influence of anchor rod length, anchor rod spacing, and anchor rod prestressing on the beam-arch support structure. Field monitoring data shows that the displacement of the rock mass on both sides ranges from 31 mm to 57 mm, the floor heave ranges from 38 mm to 68 mm, and the roof subsidence ranges from 15 mm to 25 mm, thus verifying the reliability of the beam-arch anchoring support scheme.

Keywords: Broken roof; Anchor support; Surrounding rock deformation; Numerical simulation

一、工程概况

莒山煤矿 84206 工作面穿过背斜轴部,顺槽附近岩层受地质构造应力影响较大,煤层厚度 3.0~3.6 m,倾角 5°~11°赋存结构简单。因此,对于掘进过程中破碎顶板的加固技术亟待研究。煤层顶底板岩性特征如表 1 所示。

表 1 煤层顶底板岩性特征表

岩层	岩性	厚度/m	岩性特征
基本顶	细粒砂岩	8.8	波状破碎层理
直接顶	泥岩	1.6	水平破碎层理
煤层	煤	3.3	浅黑色条痕
直接底	砂质泥岩	0.7	透镜状层理
基本底	粗粒砂岩	6.0	小型交错层理

二、梁—拱锚固承载技术原理

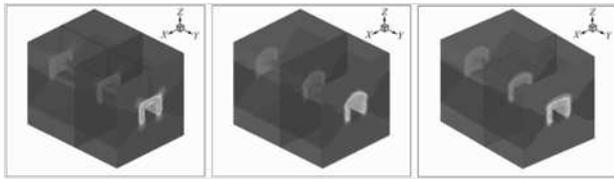
1. 组合梁加固结构

锚杆在岩体中受到岩石塑性碎胀力的拉伸作用,与此同时对岩石产生压应力。在锚杆预应力的作用下,在杆体两端形成锥形应力区,当锚杆间距控制在合理小间距范围内,锚杆之间的锥形应力区将会相互叠加,形成叠合连续的均匀压缩加固结构。使离层的顶板岩层组合在一起形成承载整体。

2. 组合拱加固结构

组合拱结构是岩土体间微观力学作用效果,非宏观岩石结构。其形成过程依赖于岩石微观颗粒间的内聚力,摩擦角,当不同微观颗粒所受力学边界条件不统一时,将会产生摩擦与挤压作用,使深部岩石在一定程度上形成拱效应。拱效应强度可通过锚杆长度、间距、预应力参数的设计进行控制,根据应力路径的不同,组合拱的力学特性也会发生变化。

基于上述自然平衡拱、组合梁、组合拱理论,提出梁—拱锚固支护^[6]。此支护结构在冒落拱基础上,通过锚杆的加固作用对围岩力学性质进行增强,兼顾岩石自身的承载能力、梁形与拱形的承载效应,形成的关键在于等长度和变长度的锚杆相见布置的形式,如图 1 所示。图 1 (a) 中,锚杆等长等距布置下,施加低预应力,在浅部围岩形成方形组合梁支护特征,此种施工方式简单,成本较低,图 1 (b) 中,锚杆沿冒落拱曲线变化长度,施加高预应力,在深部围岩形成组合拱支护特征,此种施工方式复杂,成本较高。综合考虑两种支护方式的优点,将低预应力等长锚杆与高预应力变长锚杆进行组合,形成图 1 (c) 所示的梁—拱形支护方案。



(a) 梁形支护方案 (b) 拱形支护方案 (c) 梁—拱形支护方案

图 1 梁形支护、拱形支护、梁—拱形支护方案三维示意图

表 2 岩层模拟参数表

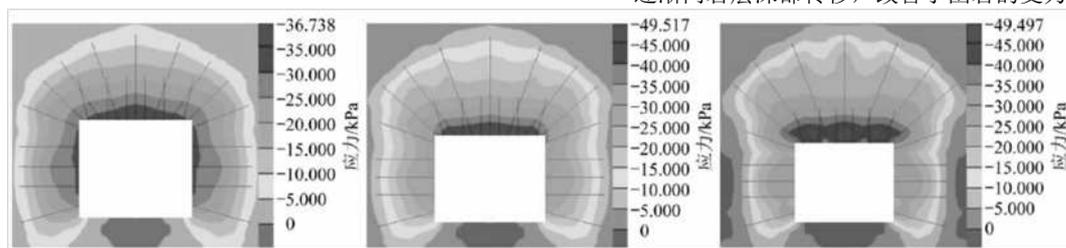
岩性	密度/g/cm ³	弹性模量/GPa	泊松比	抗拉强度/MPa	抗压强度/MPa	粘聚力/MPa	内摩擦角/°
细粒砂岩	2.53	70.50	0.21	7.60	97.39	9.52	49.51
泥岩	2.13	52.10	0.35	3.22	42.12	2.33	48.98
煤	1.70	4.52	0.26	0.88	12.00	0.60	25.00
砂质泥岩	2.34	55.10	0.32	3.56	45.17	2.51	51.44
粗粒砂岩	2.62	59.70	0.25	5.77	66.62	5.67	45.36

表 3 锚杆模拟参数表

材料	弹性模量/GPa	泊松比	密度/kg/m ³	泥浆刚度/MPa	泥浆摩擦角/°	泥浆粘聚力/MPa
短锚杆	200.00	0.25	7800.00	0.90	48.00	1.00
长锚杆	300.00	0.18	7850.00	0.90	48.00	1.00

1. 锚杆长度参数分析

将短锚杆的长度固定为 1.8 m，长锚杆的长度设定为 3.5 m、4.5 m、5.5 m，得到变锚杆长度下，梁—拱锚固结构的



(a) 短锚杆 1.8 m 长锚杆 3.5 m (b) 短锚杆 1.8 m、长锚杆 4.5 m (c) 短锚杆 1.8 m、长锚杆 5.5 m

图 2 不同锚杆长度支护参数下梁—拱锚固支护效果

2. 锚杆间距参数分析

为探究梁—拱锚固结构与锚杆间距的支护作用关系，选取 0.6 m、0.8 m、1.0 m 的锚杆间距进行数值模拟计算，如图 4 所示。当锚杆间距为 0.6 m 时，锚杆的锚固作用力最大，梁—拱结构效果最为明显，其中组合梁的强度为 35 kPa~64 kPa，组合拱压应力区数值为 0 kPa~35 kPa。当间距扩大至 0.8 m 时，组合梁和组合拱的压应力区数值逐渐下降，组合

三、梁—拱锚固技术参数分析

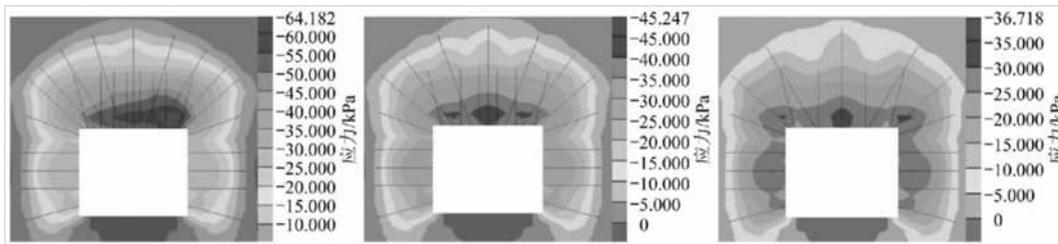
采用 FLAC3D 对巷道破碎顶板的岩层控制效果进行分析^[7]，建立模型尺寸为 60 m×60 m×60 m，固定模型底部位移边界与侧向位移边界，在模型顶部施加 20 MPa 的垂直应力，模拟 800 m 的巷道埋深。选取的数值模拟岩性参数如表 2 所示。锚杆支护参数如表 3 所示。采用摩尔库伦准则进行数值模拟计算。

围岩应力变化规律如图 2 所示。在图 2 (a) 中，锚固作用主要以拱结构为主，压应力区约为 20 kPa~30 kPa。当锚杆长度增加至 4.5 m 时，短锚杆附近表现出组合梁的结构形式，压应力数值约为 20 kPa~40 kPa。当锚杆长度继续增加至 5.5 m 时，梁—拱锚固结构凸显，表现出明显的上位组合拱与下位组合梁的形式，其中组合梁的应力值约为 30 kPa~50 kPa，组合拱的应力值约为 0~30 kPa。

通过对比图 2 可知，梁—拱锚固结构随着长锚杆的长度增加而逐渐凸显，组合拱结构的外边界长度与长锚杆长度接近，在锚杆端头处，压应力逐渐转换为拉应力，围岩压应力逐渐向岩层深部转移，改善了围岩的受力状态^[8]。

梁压应力数值为 25 kPa~45 kPa，组合拱强度为 0 kPa~25 kPa。当锚杆间距为 1.0 m 时，梁—拱结构作用范围逐渐扩大，但应力区数值进一步降低，组合梁强度为 15 kPa~36 kPa，组合拱强度为 0 kPa~15 kPa。

根据分析可知，随着锚杆间距的逐渐增加，梁—拱锚固结构的作用范围会逐渐增加，但是随着应力叠合区的逐渐缩减，支护强度会呈现出明显的下降趋势，不利于维护巷道围岩的稳定性。

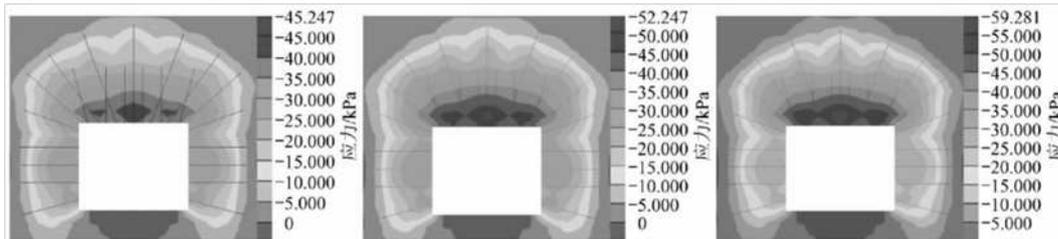


(a) 锚杆间距 0.6 m (b) 锚杆间距 0.8 m (c) 锚杆间距 1.0 m

图 3 不同锚杆间距支护参数下梁—拱锚固支护效果

3. 锚杆预应力参数分析

针对锚杆预应力对梁—拱锚固结构的影响, 固定短锚杆的预应力为 80 kN, 长锚杆的预应力分别为 100 kN、120 kN、



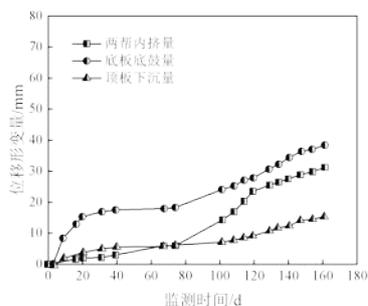
(a) 短锚杆 80 kN、长锚杆 100 kN (b) 短锚杆 80 kN、长锚杆 120 kN (c) 短锚杆 80 kN、长锚杆 140 kN

图 4 不同锚杆预应力支护参数下梁—拱锚固支护效果

根据图 4 的对比分析可知, 随着锚杆预应力的增加可以显著强梁—拱组合支护结构的支护强度, 但是支护范围并未有明显提升, 相比之下, 改变锚杆长度与锚杆间距是影响支护范围的主要参数。

四、支护方案设计与工程监测

根据梁—拱锚固结构的力学成因, 为强化拱形支护效应, 采用高强锚索代替长锚杆, 顶板锚索采用 6300 mm 与 4500 mm 不等长布置方式, 间距为 720 mm 与 880 mm, 与竖直方向夹角为 15° 与 36°, 以此作为组合梁支护基础。同时搭配高强度螺纹钢锚杆, 间距为 700 mm。锚杆长度采用 2800 mm 等长布置, 锚杆预应力最小值为 80 kN, 在靠近矩形巷道的边角处设置 15° 倾角。为验证梁—拱锚固支护对围岩的加固支护效果, 对莒山煤矿 84206 工作面进行现场监测, 共布置 1 个围岩变形测站, 监测曲线如图 5 所示。



140 kN, 数值模拟计算结果如图 5 所示。当长锚杆的预应力数值由小逐渐增大时, 梁—拱锚固的结构效果逐渐明显。组合梁的最大强度由 45 kPa 增加至 52 kPa, 直至 59 kPa。组合拱的最大强度由 20 kPa 增加至 25 kPa, 直至 30 kPa。

图 5 围岩位移监测曲线

根据图 5 可知, 经过 160 天的监测显示, 巷道围岩变形在 0~120 天时逐渐发展, 其中在 40~100 天时属于变形的快速发展阶段, 在 120 天后围岩变形趋于稳定状态。最终围岩两帮的位移量为 31 mm~57 mm, 底鼓量为 38 mm~68 mm, 顶板下沉量为 15 mm~25 mm。在监测期间, 巷道未发生冒顶事故, 并且满足生产设备的空间使用与安全维护需求, 监测结果表明, 梁—拱锚固支护方案有效的控制了掘进巷道破碎顶板的冒落与变形。

五、结语

1. 根据冒落拱理论、组合梁理论、组合拱理论, 提出了梁—拱锚固支护技术, 此支护结构兼顾岩石自身的承载能力、梁形与拱形的承载效应。

2. 对梁—拱锚固支护技术的影响参数进行分析, 锚杆长度、锚杆间距、锚杆预应力均对梁—拱结构效应有明显作用。改变锚杆长度与锚杆间距是影响支护范围的主要参数。

3. 设计了矩形巷道围岩加固技术方案, 通过 160 天的监测结果表明, 围岩变形在 120 天后趋于稳定, 并且满足日常生产需求, 验证了梁—拱锚固支护方案的可靠性。

参考文献:

[1]单仁亮, 原鸿鹄, 黄鹏程, 等. 锚杆锚索同排协同支护在南关矿的应用研究[J]. 煤炭工程, 2019, 51(10): 86-91.
[2]吴涛. 通合煤业 2101 工作面破碎顶板注浆加固技术

研究[J].煤,2022,31(1):62-64.

[3] 邓燕华.厚煤层开采围岩应力分布规律研究[J].
煤,2022,31(7):38-41.

作者简介: 张路锴 (1988-05), 男, 山西省晋城市人,

工程师(采矿专业), 大学本科, 2017年1月毕业于太原理工
大学采矿工程专业, 山西兰花集团莒山煤矿有限公司总工办
主管科员, 山西省晋城市泽州县巴公镇三家店村莒山煤矿。