

文章编号: 0253 - 9993 (2006) 06 - 0752 - 05

五虎山煤矿 9 号煤层巷道支护设计及模拟

桂祥友¹, 马云东², 张立新²

(1. 贵州大学 矿业学院, 贵州 贵阳 550003; 2. 辽宁工程技术大学 资源与环境工程学院, 辽宁 阜新 123000)

摘 要: 利用 RFPA^{2D} 岩石破裂过程分析系统软件, 对神华集团乌达矿区五虎山煤矿 9 号煤层巷道围岩变形和破坏过程进行了动态仿真模拟, 并根据模拟结果, 分析了随着煤层上山的掘进中上覆岩层的破断过程、特征与来压特点, 揭示了煤层顶板的破断及煤壁支撑压力的变化规律. 同时研究了各种支护情况下巷道变形规律、破坏机理、围岩应力分布情况以及支护手段对巷道的加固效果. 用 RFPA 岩石破坏过程分析系统进行仿真模拟时, 其模型应力状态可以通过 2 种方法反映出来: 通过模型破坏过程图片上的灰度值反映; 通过系统中的功能命令——多单元信息——来获得. 系统会自动生成截面上所有单元的应力状态数据文件, 并可显示出每个单元计算步骤的应力和位移曲线.

关键词: 顶板控制; 岩石破裂过程分析系统; 顶底板移近量; 联合支护

中图分类号: TD353 **文献标识码:** A

Support design and simulation in No. 9 coal laneway of Wuhushan mine

GUI Xiang-you¹, MA Yun-dong², ZHANG Li-xin²

(1. College of Mining, Guizhou University, Guiyang 550003, China; 2. College of Resource and Environment Engineering, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, China)

Abstract: Simulated the dynamic process of rock deformation and failure in the roadways of the No. 9 coal seam, Wuhushan coal mine, Wuda mine area Shenhua Group by using the software rock failure process analysis system (RFPA). Based on the simulation results, analyzed the failure process, characteristics and weighting of the overburden as the long-wall retreat mining proceeds. Explicated the failure of coalbed roof and the change law of coal wall support stress. Studied the roadway's behaviors including deformation characteristics, failure mechanisms, stress distribution in the surrounding rocks and the effects of various support systems on roadway stability. While simulating the rock failure process with RFPA, the model stresses can be obtained through two approaches: The stress is reflected by the grayscale of pictures in the model failure process; The model stress can be obtained by multi-element information, which is one of the commands in RFPA system. Data files of stress can automatically be created, and stress curves and displacement of each element can be displayed in each step of computation.

Key words: roof control; rock failure process analysis system (RFPA); roof to floor convergence; combined support

我国西部地区的煤炭资源十分丰富, 占全国煤炭总量的 80% 以上, 神华集团年煤炭产量超过 1 亿 t 所属矿区煤层埋藏较浅, 上覆为风积砂岩, 因此顶板管理及围岩支护与其他矿区不同. 本文利用 RFPA^{2D}

收稿日期: 2006-04-06

作者简介: 桂祥友 (1973-), 男, 安徽桐城人, 教授, 博士. Tel: 0851-4732478, E-mail: gxy8668@126.com

岩石破裂过程分析系统软件^[1], 对神华集团乌达矿区五虎山煤矿 9 号煤层巷道围岩变形和破坏过程进行了动态仿真模拟, 并根据模拟结果, 分析了随着煤层上山的掘进中上覆岩层的破断过程、特征与来压特点, 揭示了煤层顶板的破断及煤壁支撑压力的变化规律. 五虎山煤矿隶属于神华集团, 由于生产接续的需要, 将对 9 号煤层进行开采. 9 号煤层平均厚度 3.5 m, 煤质松脆, 直接顶以泥质页岩为主, 中间夹有砂岩, 平均厚度 4.8 m, 节理裂隙发育. 老顶以中砂岩和粗砂岩为主, 平均厚 7.1 m. 9 号煤层进风上山是在煤层中掘进, 初始的顶板支护方法采用锚杆支护, 间排距 800 mm × 800 mm, 不能满足工程需要. 为防止顶板垮落, 对该巷道的支护方案进行改进, 以有效地控制顶板和围岩的变化.

1 支护方案初步设计

9 号煤层进风上山是在煤层中掘进, 因煤层顶板都具有成层性^[2], 所以顶板的破坏基本上是从离层开始. 因此煤巷顶板锚杆支护的主要作用就是抑制顶板的离层, 其次是将已经离层的顶板围岩悬挂在其上方较稳定的岩层上. 当煤层直接顶厚达几米以上时, 要将锚杆锚固在稳定岩层内是不可能的, 须采用预应力锚索将巷道上部一定范围内的岩石固定在离巷道表面较远的稳定岩石上^[3], 这样可提高巷道围岩的整体性和内在抗力, 有效控制围岩有害变形的发展, 增加围岩的稳定程度^[4]. 在暗斜井 9 号煤层下部车场岩巷段 (开口段) 断面形状为矩形巷道, 如图 1 所示. 9 号煤层进风上山规格如图 2 所示. 断面毛面积 $S_m = 3.50 \times 3.25 = 11.375 \text{ m}^2$, 断面净面积 $S_j = 3.5 \times 2.8 = 9.8 \text{ m}^2$.

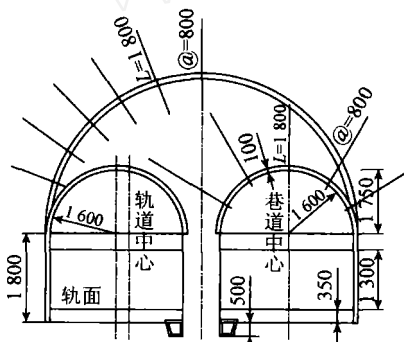


图 1 9 号煤层进风上山下部车场断面规格

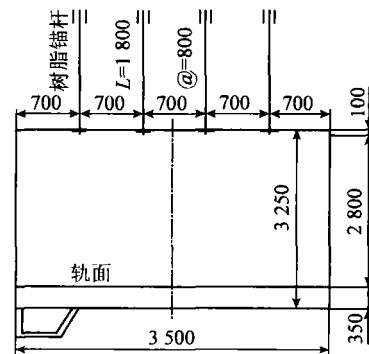


图 2 9 号煤层进风上山规格

Fig.1 Profile specs of bottom field in No.9 airway in coal seam

Fig.2 Profile specs of No.9 airway in coal seam

水沟净尺寸均为上宽 400 mm, 下宽 300 mm, 深 400 mm. 水沟底帮用混凝土浇灌, 厚度 50 mm. 水沟盖板尺寸为 500 mm × 400 mm × 50 mm.

暗斜井 9 号煤层下部车场岩巷段支护形式为锚喷支护. 采用管缝式锚杆的长度为 1.8 m, 排距 680 mm, 共 4 排, 间距 @ = 800 mm. 顶帮喷浆厚度为 100 mm (图 1). 交叉点处增加锚索支护, 锚索长度 6.5 m, 排间距为 1.6 m, 锚索托板用 14 号槽钢制作, 长度为 0.5 m. 车场加宽处断面支护形式为锚杆支护, 采用树脂锚杆, 长度为 1.8 m, 直径 $\phi = 16 \text{ mm}$. 排距 750 mm, 共 5 排, 间距 @ = 800 mm. 进风上山断面支护形式为锚杆支护, 采用树脂锚杆, 长度为 1.8 m, 直径 $\phi = 16 \text{ mm}$, 排距 700 mm, 共 4 排, 间距 @ = 800 mm (图 2).

当前采用锚杆进行支护的巷道断面为矩形, 这种断面形式的巷道利用率高且有利于开掘, 但围岩支撑能力差, 加之本地区存在着东西方向的水平构造应力, 增加了支护的难度. 如果采用矩形断面, 一定要加大支护材料的强度, 另外也需要考虑提高围岩的自身支撑能力. 根据工程类比法^[5], 针对 9 号煤层进风上山的具体围岩条件提出两种初步设计方案 (表 1). 方案 1: 锚杆 + 锚索 + 金属网联合支护 (1 个“锚杆断面” + 1 个“锚杆 + 锚索断面”相间隔布置); 方案 2: 锚杆 + 锚索 + 金属网联合支护 (1 个“锚杆断面” + 1 个“锚索断面”相间隔布置); 支护形式: 顶板 (全长黏结式锚杆 + 锚索 + 方形孔金属网 + 钢带支护), 煤壁 (端头锚固式锚杆 + 方形孔金属网); 间排距: 顶板 700 mm × 700 mm, 煤壁 800 mm ×

800 mm; 设计锚固力: 锚杆 150 kN, 锚索 200 kN; 锚杆规格: 顶板 $\phi 22$ mm \times 200 mm, 煤壁 $\phi 16$ mm \times 1 800 mm; 锚索规格: $\phi 15.24$ mm \times 7 000 mm; 托盘: 锚杆 100 mm \times 100 mm \times 10 mm (铁托板), 锚索长度为 0.5 m 的 14号槽钢; 金属网: $\phi 4$ mm \times 100 mm \times 100 mm.

表 1 断面特征与顶板锚杆锚索参数

Table 1 Parameters of profile character and bolts and anchor cables in roof

方案	断面积 /m ²	锚杆参数 /mm			锚索参数 /mm			金属网 (孔径)	钢 带
		直径	长度	间排距	直径	长度	间排距		
1	14.0	22	2 200	700 mm \times 700 mm	15.24	7 000	1 400 mm \times 1 400 mm	(100 mm \times 100 mm) / 4.0 mm	4.3 m \times 0.1 m
2	14.0	22	2 200	700 mm \times 700 mm	15.24	7 000	2 100 mm \times 1 000 mm	(100 mm \times 100 mm) / 4.0 mm	4.3 m \times 0.1 m

2 计算机模拟

2.1 RFPA 岩石破坏过程分析系统^[1]

RFPA 岩石破坏过程分析系统 (Rock Failure Process Analysis System) 软件基于有限元基本理论, 将岩石材料的不均质性参数引入计算单元, 宏观破坏是单元破坏积累的结果. 用 RFPA 岩石破坏过程分析数值模拟时, 其模型应力状态可通过 2 种方法反映出来: 通过模型破坏过程图片上的灰度值反映, 灰度越亮表示压应力越大, 灰度越暗表示拉应力越大; 通过系统中的功能命令——多单元信息——来获得, 系统会自动生成截面上所有单元的应力状态数据文件, 并可显示出每个单元计算步骤的应力和位移曲线.

2.2 模型的建立

计算机模型以开掘巷道实际地质条件为原形, 根据地应力测量确定区域主应力的方向和大小, 作为模型加载边界条件. 提取顶板、底板、煤层进行力学性质测定, 包括单轴抗压强度、弹性模量、泊松比、全过程三轴实验等, 经过换算作为计算模型的力学性质参数. 主要的顶底板参数见表 2.

表 2 数值计算的顶底板参数

Table 2 Roof and floor parameters of simulation model

岩 (煤) 层名称	岩性	视密度 /kg \cdot m ⁻³	抗压强度 /MPa	抗拉强度 /MPa	弹性模量 /MPa	泊松比	内摩擦角 / (°)
9号煤层	煤	1 350	17.00	1.50	3 000	0.35	38.0
直接顶	页岩	2 629	18.84	1.73	6 748	0.22	34.5
老 顶	粗砂岩	2 560	36.50	3.50	7 000	0.25	32.0
底 板	粉砂岩	2 520	73.50	7.30	7 500	0.25	30.0

由于用 RFPA 系统软件只能进行二维模拟, 为便于观察, 只模拟巷道断面在不同支护情况下的变形. 巷道模型为 150 \times 200 个单元, 模型高 15 m, 宽 20 m, 巷道高 3.5 m, 宽 4.0 m, 单元尺寸为 100 mm \times 100 mm, 模型与实体的比例为 1 100. 根据支护方案进行 3 组模拟: 全锚杆支护顶板的巷道断面、全锚索支护顶板的巷道断面和锚杆 + 锚索支护顶板的巷道断面, 其中在支护的巷道断面的帮上都采用锚杆护帮.

2.3 模拟结果分析

2.3.1 模型图与顶板应力曲线分析

(1) 巷道在纯锚杆支护顶板情况下的数值模拟 巷道在纯锚杆支护顶板情况下的模型图和相应的顶板应力曲线如图 3 (a) 所示, 从图 3 (a) 中可看出, 在纯锚杆支护顶板的情况下, 在巷道承受的较大的载荷时, 虽然顶板没有明显的破坏, 但两帮的破坏比较严重, 此时最大应力为 13.41 MPa. 可见两帮的强度小, 易发生破坏, 应加强管理, 防止片帮事故的发生. 锚杆的加固作用减少了直接顶离层的产生, 直接顶成为一个整体, 可是由于直接顶较厚而且强度较低, 锚杆不能起到悬吊作用, 所以直接顶容易与老顶分

离，产生离层，而其重力分布到两帮的煤壁上，因而加剧了两帮的破坏程度。

(2) 巷道在纯锚索支护顶板时的模拟

巷道在纯锚索支护情况下的数值模拟的模型图和对应的顶板应力曲线如图 3 (b) 所示。采用全锚索支护断面时，虽然破坏还是先从两帮发生的，但是帮上的破坏程度比全锚杆支护时小得多，这是由于锚索的悬吊作用减少了顶板的下沉量，降低了顶板对两帮的压力，帮上的锚杆也能更好地发挥其支护作用。当加载到第 11 步时（载荷 5.5 MPa），顶板才发生明显的破坏，用纯锚索支护时顶板承受的载荷比纯锚杆支护时有较大的提高，最大应力为 16.2 MPa

(3) 巷道在锚索 + 锚杆支护顶板下的模拟

巷道在锚索 + 锚杆支护顶板情况下的数值模拟的模型和对应的顶板应力曲线如图 3 (c) 所示。由模拟的结果可知，巷道的破坏也是从两帮开始的，当载荷增加到 5.0 MPa 时，顶板的破坏才比较明显。随着巷道载荷的增加，巷道破坏的幅度逐渐变大，压应力和拉应力都逐步增大，应力的最大值从中间向巷道两帮方向移动，在破坏前巷道所承受的最大应力为 20.5 MPa。锚索把顶板悬吊在稳定的岩层上的同时，也承受着巷道断面产生的剪应力，在巷道破坏时，巷道一侧的承载能力大幅度下降，其应力也急剧减小。

从以上的模拟可知，在靠近巷道开挖区的围岩四周主应力的分布则表现出不同的特征。从不同支护方式的承载能力来看，全锚索支护承载能力最高（8 MPa），锚杆 + 锚索与其相差不大，全锚杆的支护承载能力约为全锚索的 75%（6 MPa）。所以在实际的施工中，仅用锚杆支护不能满足工程要求时，及时的采用锚索进行联合支护是非常必要的，可大大提高巷道的抗压能力和抗剪能力。

2.3.2 顶板下沉量分析

在巷道设计窗口中取顶板的多单元信息，考查顶底板移近量的情况，各种情况下的顶底板移近量如图 4 所示。

从模型的多单元信息可知，全锚杆支护下顶底板的最大移近量为 35.2 mm；全锚索支护和锚杆 + 锚索支护方式下顶板的位移量相近，分别为 28.2 mm 和 29.3 mm，远小于全锚杆支护情况，约为其 80%。由于 9 号煤层比较脆，所以两帮变化不明显，但是由于顶板下沉量的减少，两帮的压力也会相应的降低，底板的变化也会得到缓解，由此可见，为了保证安全生产和节省材料，应选用锚杆 + 锚索联合支护顶板的方案。

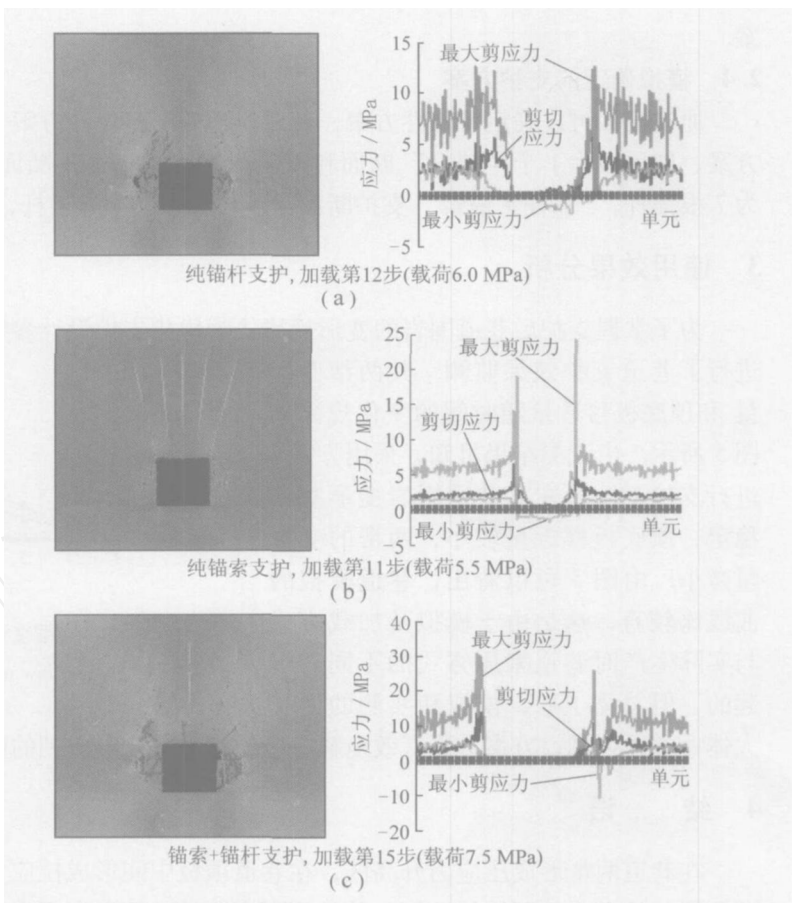


图 3 巷道在 3 种支护情况下的模型和对应的顶板应力曲线

Fig. 3 The model and roof stress curves in 3 kinds of supports roof

锚索把顶板悬吊在稳定的岩层上的同时，也承受着巷道断面产生的剪应力，在巷道破坏时，巷道一侧的承载能力大幅度下降，其应力也急剧减小。

从以上的模拟可知，在靠近巷道开挖区的围岩四周主应力的分布则表现出不同的特征。从不同支护方式的承载能力来看，全锚索支护承载能力最高（8 MPa），锚杆 + 锚索与其相差不大，全锚杆的支护承载能力约为全锚索的 75%（6 MPa）。所以在实际的施工中，及时的采用锚索进行联合支护是非常必要的，可大大提高巷道的抗压能力和抗剪能力。

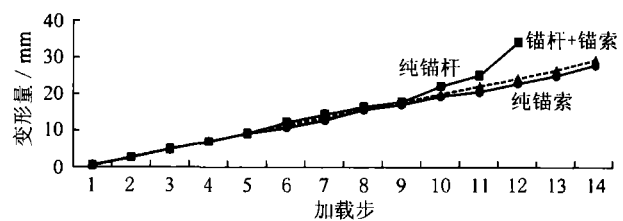


图 4 各种情况下顶板下沉量与加载步曲线

Fig. 4 The roof subsidence and load space of several supporting form

由于 9 号煤层比较脆，所以两帮变化不明显，但是由于顶板下沉量的减少，两帮的压力也会相应的降低，底板的变化也会得到缓解，由此可见，为了保证安全生产和节省材料，应选用锚杆 + 锚索联合支护顶板的方案。

2.4 模拟确定的支护方案

通过模拟可以确定可行性方案, 巷道支护的初步设计方案 1 适合该巷道的条件, 可作为该巷道的支护方案, 即顶板由 1 个“锚杆”断面和 1 个“锚杆+锚索”断面联合的支护方式. 其中“锚杆”支护断面为 7 根锚杆, “锚杆+锚索”支护断面为 3 根锚索和 4 根锚杆, 间距均为 700 mm.

3 使用效果分析

为了掌握支护后巷道围岩的变形规律, 为优化支护设计参数提供依据, 按照初始方案和参数在施工段进行了巷道支护效果监测. 其两帮变形量和顶底板移近量随时间的变化规律如图 5 所示. 由观测结果可知, 采用方案 1 进行支护 1 个月左右巷道围岩变形基本稳定, 顶底板移近量较小, 两帮的变形量微小. 由图 5 可以看出, 巷道模拟的曲线比较直, 这是由于模拟是加载方式与实际生产时巷道来压方式的不同而引起的, 但总体上看, 模拟和实测的情况大体一致, 可见, 方案 1 可有效地解决当前支护情况中遇到的问题, 可以用于 9 号煤层巷道的支护施工.

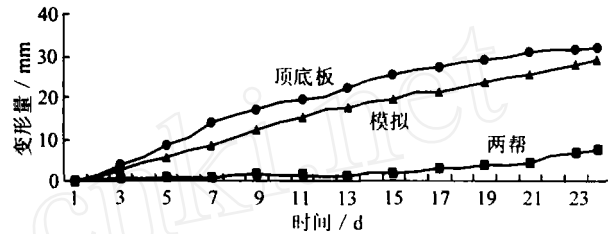


图 5 两帮变形量和顶底板移近量随时间的变化规律
Fig. 5 The change law of the wall distortion and the roof to floor convergence

4 结 语

在巷道两帮形成压应力升高区, 在巷道顶板中间形成拉应力升高区. 巷道的破坏是先从两帮开始, 逐渐发展, 然后才是顶板的破坏, 并且两帮煤壁的破坏程度要大于顶板的破坏程度. 巷道两帮的破坏主要是在其上部集中应力作用下产生的; 在两帮不能承载上部岩层压力时, 顶板在最小主应力的作用下被拉坏, 在两帮裂隙比较发育, 且支护不当的情况下, 巷道两帮破坏是由剪应力所造成的. 通过对初始方案的计算机模拟, 验证了 9 号煤层巷道支护方案的正确性和可行性, 所设计的初步支护方案适合该巷道的实际条件, 最终确定的顶板支护方案 1 作为该巷道的支护方案, 即 1 个“锚杆断面”和 1 个“锚杆+锚索”断面联合的支护方式.

参考文献:

- [1] 唐春安, 王述红, 傅宇方. 岩石破裂过程数值试验 [M]. 北京: 科学出版社, 2003 35~76
- [2] 桂祥友, 马云东. 浅埋工作面压力显现规律研究 [J]. 中国矿业, 2004, 113 (6): 43~47.
- [3] 钱鸣高, 刘听成. 矿山压力及其控制 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1998 21~28
- [4] 孙广义, 马云东. 顶板压力计算的盲数辨识研究 [J]. 辽宁工程技术大学学报, 2003, 22 (8): 7~8
- [5] 薛顺勋, 聂光国, 姜光杰. 软岩巷道支护技术指南 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2002 61~68