

梁冰,陈晓杰,李刚,等. 沿空巷道围岩支护设计研究及应用[J]. 矿业安全与环保,2019,46(1):37-42.  
文章编号:1008-4495(2019)01-0037-06

## 沿空巷道围岩支护设计研究及应用

梁冰<sup>a</sup>,陈晓杰<sup>b</sup>,李刚<sup>b</sup>,李存洲<sup>b</sup>

(辽宁工程技术大学 a. 力学与工程学院; b. 矿业学院,辽宁阜新 123000)

**摘要:**针对南阳坡煤矿沿空掘巷围岩稳定性较差的问题,分析了其工程地质条件,在研究沿空巷道围岩应力的分布规律及锚杆支护原理的同时,采用数值模拟的方法,对比分析了无支护和有支护条件下巷道围岩的应力分布、塑性区分布和围岩位移量,验证了以锚杆为主体的沿空巷道支护方法的有效性。以南阳坡煤矿 5800 沿空巷道为工程背景,设计出该沿空巷道的支护方式为:锚杆+锚索+钢筋网+钢筋梁(W型钢带)+木托盘+煤柱注浆加固,并通过现场监测,进一步验证了该支护方案的现场实际应用效果。应用结果表明,该支护方案的围岩控制效果较好,能够满足安全生产的需要。

**关键词:**沿空巷道;锚杆支护;数值模拟;支护设计;小煤柱;注浆加固

**中图分类号:**TD353 **文献标志码:**B

### Research and Application of Surrounding Rock Support Design of Gob-side Entry

LIANG Bing<sup>a</sup>, CHEN Xiaojie<sup>b</sup>, LI Gang<sup>b</sup>, LI Cunzhou<sup>b</sup>

(a. College of Mechanics & Engineering; b. College of Mining Engineering, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, China)

**Abstract:** In view of the poor stability of surrounding rock in the gob roadway of Nanyangpo Coal Mine, the engineering geological conditions were analyzed, while studying the distribution regularity of surrounding rock stress and the principle of bolt support, the stress distribution, plastic zone distribution and surrounding rock displacement of roadway surrounding rock under the condition that with or without support were compared and analyzed by numerical simulation method, the effectiveness of roadway support method with bolt as the main body was verified. Taking the 5800 gob-side entry of Nanyangpo Coal Mine as the engineering background, the supporting method of it was designed as follows: anchor bar + anchor cable + steel mesh + steel bar beam (the W type steel belt) + wood tray + coal pillar grouting reinforcement, and through field monitoring, the practical effect of the support scheme was further verified. The application results show that the surrounding rock control effect of the support scheme is good and can meet the needs of safe production.

**Keywords:** gob - side entry; bolting support; numerical simulation; support design; small coal pillar; grouting reinforcement

我国科学技术的快速进步,刺激了采矿业的迅猛发展,使得煤矿开采力度加大,出现了大面积采空区,沿空巷道逐渐增加,因此,设计安全可靠的沿空巷道支护方案就变得尤为重要。

近年来,众多专家学者在沿空掘巷方面的研究取得了显著成果。理论方面,赵国贞等<sup>[1-4]</sup>通过大量实验研究和理论分析得出锚杆支护后的围岩强度

明显提升,进而得出沿空掘巷围岩控制的机理;康红普等<sup>[5]</sup>在分析锚杆支护作用机理的前提下,结合各典型实例,提出强力锚杆支护可有效控制围岩变形;王卫军等<sup>[6]</sup>运用工程可靠性原理,对巷道煤帮支护可靠性进行研究,提出了一种锚杆支护优化的新方法;张益东等<sup>[7]</sup>通过计算机模拟,验证了采用锚杆支护沿空巷道方式的可行性;王金华<sup>[8]</sup>在实践的基础上得出锚杆锚索联合支护可以有效控制煤巷围岩的变形;徐军等<sup>[9]</sup>以王庄煤矿为背景,通过现场调研及矿压监测的研究手段,提出了“注浆+锚网索+局部加强支护”的沿空巷道围岩控制技术;刘增辉等<sup>[10]</sup>在工程实践的基础上,得出对实体煤帮、小煤柱进行加固可以有效控制围岩变形;马其华等<sup>[11]</sup>通过理论

收稿日期:2017-11-15;2018-12-27 修订

基金项目:国家重点研发计划项目(2016YFC0600704);  
国家自然科学基金项目(51774165,51204186,51404130)

作者简介:梁冰(1962—),女,辽宁盘锦人,博士,教授,博士研究生导师,主要从事矿山压力及其控制方面的教学和科研工作。E-mail:lbwqx@163.com。

研究和分析,提出留设小煤柱来进行沿空护巷,并且通过对现场实践的研究,给予了强力锚杆、强力锚索联合巷道围岩支护方式的可行性证明,可以有效地控制沿空巷道围岩的不稳定性。实践方面,陈学伟等<sup>[12]</sup>通过对鲍店煤矿 1306 工作面矿压显现情况的研究分析,提出了沿空掘巷最优支护方式为锚杆加注浆;杨建辉等<sup>[13]</sup>通过对实际工程的研究,提出了采用锚杆、锚索联合支护的巷道支护技术;郑志伟等<sup>[14]</sup>以汪家寨煤矿为工程背景,在现场反复试验后得出,合理的巷道锚网喷注参数可以有效改变巷道的承压方式,进而有利于巷道的稳定。

科学安全的沿空巷道支护方式直接影响着巷道稳定性,对于煤矿的安全生产具有极其重要的意义和价值。笔者以南阳坡煤矿 5800 沿空巷道为工程背景,采用理论分析、现场实测和数值模拟等方法,确定科学合理的支护方案,并通过现场实际数据的采集与分析,验证了该支护方案对围岩变形有着显著的控制效果。

## 1 工程概况

南阳坡煤矿 5800 回风巷道服务于 8800 工作面,沿煤层底板掘进,巷道断面为矩形。巷道掘进宽度 5 m、高度 3.6 m、长度 534 m,位于 408 盘区中部,东部为 8805 采空区。5800 回风巷位于 5#煤层中,该煤层位于太原组下部,全区分布,发育良好,为本区稳定可采煤层。煤层倾角 2°~5°,平均倾角 3°;煤层厚度 8.2~9.3 m,平均 8.8 m。5800 回风巷左帮为留设的 7 m 宽小煤柱,右帮为实体煤。5800 回风巷道布置如图 1 所示。由于 5800 回风巷东侧为 8805 采空区,即 5800 巷为沿空巷道,故而如何对该沿空巷道进行支护成为了矿井开采的首要任务。

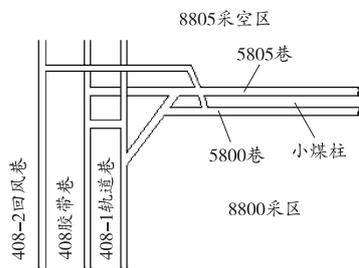


图 1 5800 巷道布置示意图

## 2 沿空巷道变形破坏与支护理论

### 2.1 沿空巷道围岩应力分布规律

#### 2.1.1 顶板

在巷道掘进过程中,巷道周围原岩应力重新分布,形成了类似于压力拱的结构,沿顶板方向垂直应

力呈现出非均匀分布,中部较低,煤帮附近较高。直到围岩二次稳定,分布于整个层面的垂直应力降低,顶板变形一般发生在中浅部,其中,顶板的中部破坏最为严重。在工作面采动影响作用下,水平应力明显上升,顶板应力明显增大,造成巷道中垂直应力升高,使得顶板出现下沉和变形现象。

#### 2.1.2 小煤柱侧

在巷道小煤柱一侧的肩部,垂直应力基本相同,采空区附近的煤体会因为遭到破坏而处于卸载状态,从而应力显著降低,巷道一侧煤体的应力仍然较高,便出现了应力集中现象,此时受回采影响程度最大。在垂直于巷道方向上,呈现出明显的区域性应力分布,从靠近采空区侧依次为破裂区、塑性区和弹性区;煤柱左右两侧均存在着破裂区,承载能力较小,从掘进开始到围岩重新稳定阶段,水平应力在竖直方向上大致相同,应力集中不明显;受采动作用的影响,在煤柱竖直方向上,水平应力逐渐增大。

#### 2.1.3 实体煤帮

巷道开掘以前,实体煤一侧处于弹性区的高压状态,巷道开挖后,转变成破裂区和塑性区。支撑压力向深部转移,煤体同样朝着巷道方向开始发生显著位移。在一定范围内,随着深度增加煤体垂直应力的分布范围逐渐增大,在采动影响下的一定范围内存在着明显的应力降低区,实体煤帮附近的一定范围内,垂直应力随着煤体深度的增加而不断增大。围岩再次稳定时,垂直应力和水平应力均出现不同程度的下降,受采动影响,煤帮内部水平应力会呈现显著增大的趋势,使得实体煤侧的变形破坏向更深的位置扩展。

### 2.2 沿空巷道锚杆支护理论

研究表明<sup>[15]</sup>,在锚杆支护情况下,锚固体的黏聚力  $C$ 、内摩擦角  $\varphi$ 、岩体的峰值强度和残余强度等力学参数会得到显著改善,其中岩体内摩擦角  $\varphi$  的改善尤为明显。原因在于锚杆支护有利于原本处于单向或二向应力状态的围岩转化为三向应力状态,有利于提高围岩的承载能力,进而提高巷道的稳定性。

从锚固体的强度方面来看,锚固体强度的计算公式如下:

$$\sigma_1 = 0.4 + 15.89\sigma_3^m + 2C \tan(45^\circ + \varphi/2) \quad (1)$$

$$\sigma_1^* = 0.4 + 26.4\sigma_3^* + 2C^* \tan(45^\circ + \varphi^*/2) \quad (2)$$

式中: $\sigma_1$  为锚固体的极限强度,MPa; $\sigma_1^*$  为锚固体的残余强度,MPa; $\sigma_3^m$  为锚杆的支护强度,MPa; $C$  为锚固体极限强度时的黏聚力,MPa; $\varphi$  为锚固体处于极

限强度状态时的内摩擦角, ( $^{\circ}$ );  $C^*$  为锚固体处于残余强度状态时的黏聚力, MPa;  $\varphi^*$  为锚固体处于残余强度状态时的内摩擦角, ( $^{\circ}$ ).

由式(1)、(2)可以看出,  $\sigma_1$  与  $\sigma_3^m$ 、 $C$  和  $\varphi$  呈正比关系,  $\sigma_1^*$  同理, 而且  $\sigma_3^m$  对  $\sigma_1$  的影响程度最大, 即围岩的强度和承载能力在锚杆支护条件下得到明显提高, 从而有效提高巷道围岩稳定性。

### 3 支护方案

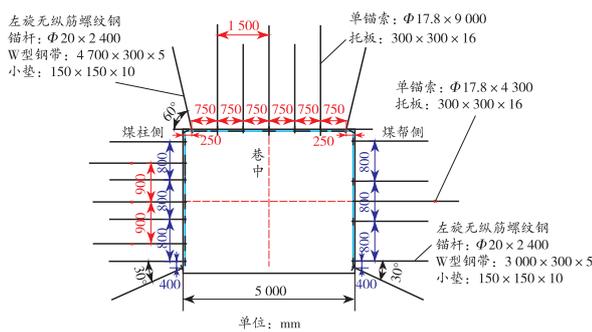
根据沿空掘巷围岩控制原理, 并基于5#煤层顶底板及两帮条件, 按照设计原则, 支护方式为: 锚杆+锚索+钢筋网+钢筋梁(W型钢带)+木托盘+煤柱注浆加固的支护方式。巷道顶板及两帮金属网选用10#铁丝编织的金属菱形网, 规格为3 000 mm×3 000 mm, 网片之间搭接长度不小于100 mm, 用双股16#铁丝拧结捆扎, 每隔200 mm捆扎1道, 拧结不少于3圈。W型钢带规格为300 mm×5 mm。锚固方式均为树脂加长锚固。其他参数如下:

1) 顶板支护参数。锚杆选用  $\Phi 20-M24-2400$  型, 杆尾螺纹为 M24; 锚索选用 SKP18-1/1860-9000 型, 直径 17.8 mm, 长度 9 000 mm, 采用五花布置(锚索在顶板岩层的锚固长度应不小于 200 mm, 且外露长度宜为 150 ~ 250 mm); 另选用 300 mm×300 mm×16 mm 高强度托板。

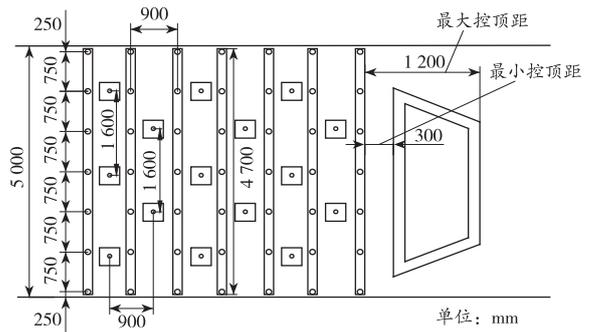
2) 实体煤帮支护参数。每排布置 5 根单体锚杆, 距上一根锚杆间距 400 mm。在每 2 排锚杆中间位于巷道帮中部的的位置布置 1 根锚索, 长度 4 300 mm; 其他参数与顶板相同。

3) 小煤柱侧支护参数。锚杆参数与实体煤帮相同。锚索每排 3 根, 锚索布置在 2 排锚杆中间, 锚杆锚索均加设木托板, 木托板规格 300 mm×300 mm×50 mm。钢筋网规格: 1 100 mm×3 200 mm, 钢筋为  $\Phi 8$  mm 的圆钢, 网格尺寸 100 mm×100 mm。

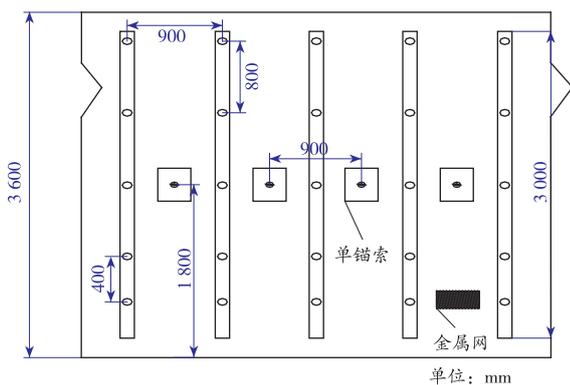
巷道具体支护设计如图 2 所示。



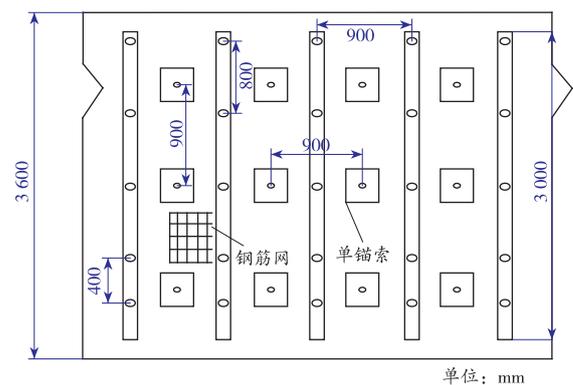
(a) 5800 巷道断面图



(b) 5800 顶板支护平面图



(c) 5800 实体煤帮支护平面图



(d) 5800 小煤柱侧支护平面图

图 2 巷道支护设计示意图

4) 小煤柱侧注浆加固参数。巷道高度 3.6 m, 注浆孔布置 2 排, 顶板距离上排注浆孔 1.2 m, 2 排注浆孔垂直距离 1.2 m, 下排注浆孔距离底板 1.2 m。沿着巷道推进方向呈三花布置, 同一水平上的相邻注浆孔间距 6.0 m, 如图 3 所示。

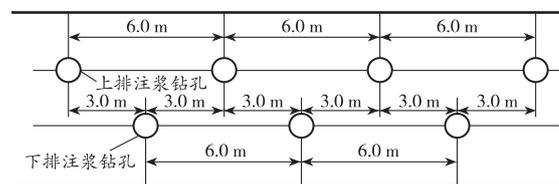


图 3 注浆钻孔侧视图

采用钻杆直径为 42 mm 的巷帮钻机进行施工,下排钻孔垂直煤壁进行施工,钻孔长度为 3 m,钻孔间距为 6 m;上排钻孔施工仰角为 10°,钻孔长度为 3 m,同一水平相邻钻孔间距为 6 m,在顶板距煤柱帮 0.3 m 位置处,布置 1 排顶板注浆钻孔,钻孔深度 4 m,倾角 40°,如图 4 所示。

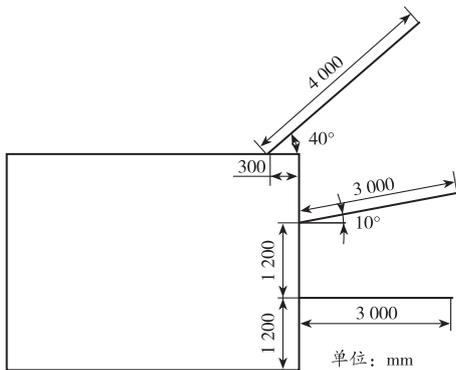


图 4 注浆钻孔剖面图

注浆材料为水泥水玻璃双液浆,水灰比一般选择 0.8 : 1.0,考虑到煤柱有喷浆层,可以根据现场实际情况将水灰比的选择范围增大至 (0.8 ~ 1.0) : 1.0。水泥和水玻璃浆液体积比宜为 1 : 0.4 或 1 : 0.5。

## 4 数值模拟

### 4.1 模型建立

采用 FLAC3D 数值模拟软件,以 5800 沿空巷道为研究对象,分析对比支护前后围岩应力和塑性区的分布情况,从而确定支护方案的可行性。模型长×宽×高实际尺寸为 200 m×100 m×150 m,将模型的上边界设定为自由边界,设置加载载荷  $\gamma H = 6.21 \text{ MPa}$ ,并将水平方向位移与模型下边界垂直位移设置为固定约束,采用 Mohr-Coulomb 模型。煤岩体物理力学参数见表 1。

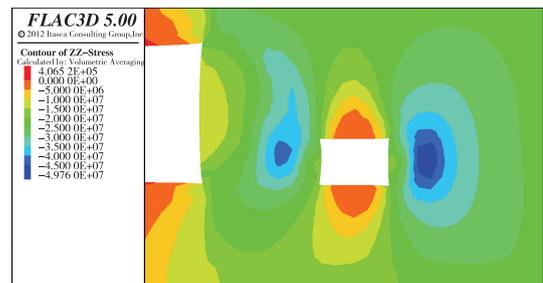
表 1 煤岩体物理力学参数

岩性类别	抗拉强度 $R_m/\text{MPa}$	黏聚力 $C/\text{MPa}$	内摩擦角 $\varphi/(\text{°})$	体积模量 $K/\text{GPa}$	切变模量 $G/\text{GPa}$
砂砾岩	5.21	12.15	16	9.80	6.80
细粒砂岩	4.13	13.30	35	5.94	3.25
泥岩	5.26	11.70	30	4.13	1.98
煤	1.23	11.50	20	3.71	1.00
砂质泥岩	4.69	12.00	25	4.25	2.15
粗粒砂岩	1.56	15.30	34	9.32	6.50
中粒砂岩	1.72	14.00	37	6.23	3.43

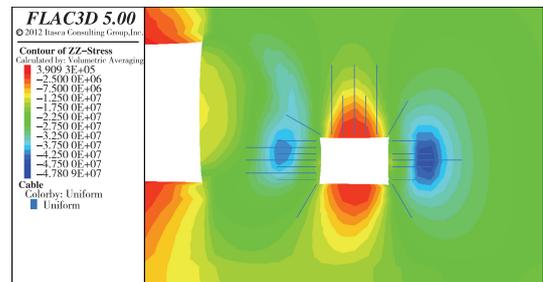
### 4.2 模拟结果及分析

#### 4.2.1 围岩应力

巷道支护前后围岩应力分布模拟结果如图 5 所示。可以看出,在没有支护的情况下,在巷道左、右两帮远离巷道方向约 1 m 处出现了影响范围分别为 3 m 和 7 m 的应力增高区,且应力变化的梯度密度较小,最大应力约为 50 MPa,而巷道顶底板的应力影响区范围约为 4 m,且底板的应力影响区范围略大于顶板,最大值约为 15 MPa;支护后巷道左右侧的应力增高区影响范围缩小至 2 m 和 4 m,顶底板的应力影响区范围也缩小了近 1 m,且应力变化的梯度密度显著增大,巷道左右两侧的应力增高区最大应力值降低至 45 MPa,峰值降低了 10%,顶底板的应力影响区应力最大值降低至 10 MPa,峰值降低了 33.3%。



(a) 支护前



(b) 支护后

图 5 巷道支护前后围岩应力分布情况

#### 4.2.2 围岩塑性区

巷道支护前后围岩塑性区分布模拟结果如图 6 所示。可以看出,在没有支护的情况下,5800 巷道塑性区范围较大,巷道顶底板及实体煤柱侧塑性区范围约为 2.5 m,而巷道左侧小煤柱完全处于塑性区内,即小煤柱处于不稳定状态,从而使得巷道处于不稳定状态;在对巷道进行支护之后,小煤柱侧的塑性区范围明显减小,顶底板及实体煤柱侧塑性区范围缩小至 1.4 m,缩小约 44%,小煤柱侧塑性区范围缩小至 2.8 m,且在小煤柱内部出现了一定的稳定区域,即支护之后的小煤柱稳定性显著增强,从而有效提高了巷道的稳定性。

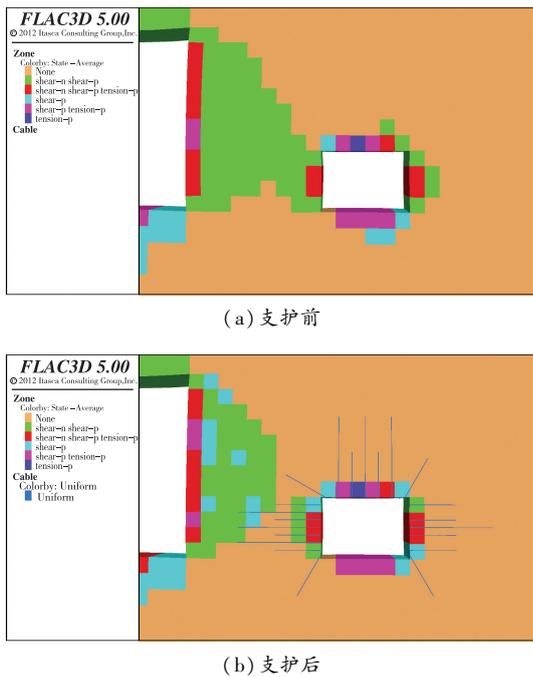


图6 巷道支护前后围岩塑性区分布情况

### 4.2.3 巷道围岩位移

在没有支护的情况下,巷道顶板中部和两帮中部变形严重,变形稳定后,顶板下沉量达327.03 mm,两帮对内收敛量达102.33 mm;对巷道采用设计方案支护后,顶板下沉量减小至26.78 mm,降低了91.8%,两帮收敛量减小至20.38 mm,降低了80.1%。支护方案实施后,顶板和两帮围岩收敛量显著减小,巷道围岩稳定性得以明显提高。

## 5 现场监测及效果分析

### 5.1 现场效果监测

巷道锚杆、锚索应力观测可以反映现有支护条件下围岩应力的变化情况。巷道顶板和两帮的位移量和变形收敛速度是反映现有支护方案支护效果的有效证据,根据巷道表面收敛量的大小和收敛速度特征验证支护方案的可靠性。

采用深孔位移计观测巷道围岩不同位置的位移量。巷道观测第1个断面位于5800巷终采线内50 m,其他断面每间隔100 m设置1个,共设置3个断面。每个断面分别在顶板和两帮布置表面位移观测点,并且布置顶板深孔位移计、煤柱帮深孔位移计和实体煤帮深孔位移计。

初锚力、锚固力的变化、终锚力是评价锚杆锚索工作状态的重要指标,通过锚固力的动态监测,分析锚杆锚索的受力特征,评价支护方案是否合理。设置锚杆(索)受力状态测量断面3个,第1个断面位于5800巷终采线内50 m,其他断面每间隔100 m设置1个。每个断面对煤柱帮、实体煤帮,以及顶板锚

杆、锚索安装测力计,对其动态受力、动态演化过程进行监测。

### 5.2 支护效果分析

采用矿用收敛计监测回采过程中巷道的变形情况,采用锚杆表监测回采过程中锚杆受力变化情况,采用顶板离层仪监测回采过程中顶板位移量变化情况,实测曲线如图7~10所示。

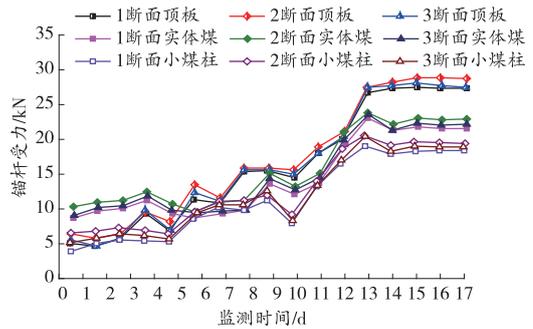


图7 各断面顶板及两帮锚杆受力随监测时间的变化曲线

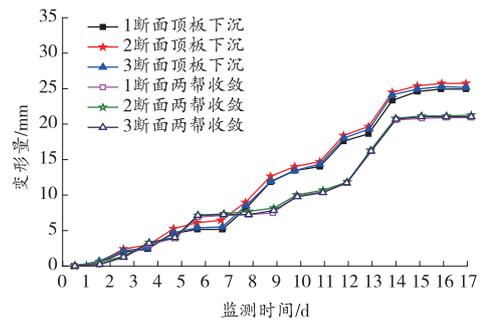


图8 各断面顶板下沉及两帮收敛变形量随监测时间的变化曲线

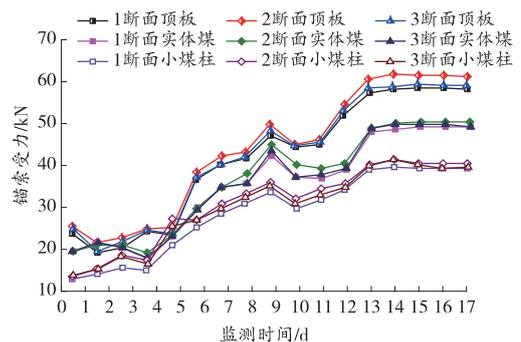


图9 各断面顶板及两帮锚索受力随监测时间的变化曲线

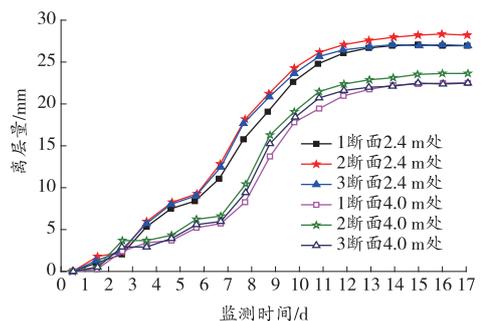


图10 各断面深部、浅部离层量随监测时间的变化曲线

由图7~10可以看出:

1)在掘进过程中,巷道达到最大变形时,顶板下沉量为27 mm,两帮移近量为21 mm,且主要是由于煤柱内移造成的,约7.5 mm。顶板锚杆载荷一般为25~30 kN,锚索载荷一般为60 kN左右。

2)巷道受掘进影响的时间为15 d左右。15 d后,巷道围岩的变形量逐渐趋于稳定。且顶板下沉速度小于1.8 mm/d,两帮移近速度小于1.4 mm/d。

## 6 结论

1)南阳坡煤矿5800沿空巷道锚杆支护实践应用表明,在数值模拟研究基础上选取的锚杆支护参数是合理的,应用效果比较明显。

2)数值模拟研究中岩石力学参数的准确选取是十分重要的,对支护参数设计起着重要作用。

3)在现场实际施工过程中,及时监测围岩变形和锚杆受力是十分必要的,并对支护不佳的支护参数进行修改,有助于安全可靠支护方案的最终制定。

4)通过对比现场监测数据和数值模拟数据,二者近似相同,进一步验证了支护方案的可行性。

5)对巷道支护后的现场监测数据及所绘制的变化曲线表明,支护后的巷道围岩变形得到有效控制,顶板最大的下沉量为27 mm,两帮最大的收敛量为21 mm。

## 参考文献:

[1] 赵国贞,马占国,孙凯,等.小煤柱沿空掘巷围岩变形控制机理研究[J].采矿与安全工程学报,2010,27(4):517-521.

[2] 柏建彪,黄汉富.综放沿空掘巷围岩控制机理及支护技术研究[J].煤炭学报,2000,25(5):478-481.

[3] 李顺才,柏建彪,董正筑.综放沿空掘巷窄煤柱受力变形与应力分析[J].采矿与安全工程学报,2004,21(3):17-19.

[4] 侯朝炯,勾攀峰.巷道锚杆支护围岩强度强化机理研究[J].岩石力学与工程学报,2000,19(3):342-345.

[5] 康红普,王金华,林健.煤矿巷道锚杆支护应用实例分析[J].岩石力学与工程学报,2010,29(4):649-664.

[6] 王卫军,侯朝炯.回采巷道煤帮锚杆支护可靠性分析[J].岩石力学与工程学报,2001,20(6):813-816.

[7] 张益东,张少华,侯朝炯,等.地应力对锚杆支护的沿空巷道的影晌[J].中国矿业大学学报,1999,28(4):371-374.

[8] 王金华.全煤巷道锚杆锚索联合支护机理与效果分析[J].煤炭学报,2012,37(1):1-7.

[9] 徐军,神文龙,赵强,等.孤岛工作面沿空掘巷围岩控制技术实践[J].矿业安全与环保,2016,43(2):91-94.

[10] 刘增辉,高谦,华心祝,等.沿空掘巷围岩控制的时效特征[J].采矿与安全工程学报,2009,26(4):465-469.

[11] 马其华,王宜泰.深井沿空巷道小煤柱护巷机理及支护技术[J].采矿与安全工程学报,2009,26(4):520-523.

[12] 陈学伟,金泰,李峰,等.鲍店矿综放面沿空巷道矿压控制[J].采矿与安全工程学报,1997(2):53-56.

[13] 杨建辉,蔡美峰.不稳定顶板条件下煤巷锚网索梁支护实践[J].煤炭科学技术,2002,30(8):8-11.

[14] 郑志伟,石琨.松软厚煤层煤巷支护技术[J].矿业安全与环保,2012,39(3):69-71.

[15] 柏建彪,王卫军,侯朝炯,等.综放沿空掘巷围岩控制机理及支护技术研究[J].煤炭学报,2000,25(5):478-481.

(责任编辑:陈玉涛)

(上接第36页)

[11] 陈建功,贺虎,张永兴.巷道围岩松动圈形成机理的动静力学解析[J].岩土工程学报,2011,33(12):1964-1968.

[12] 巴全斌,赵旭生,刘延保.松软煤层顺层钻孔带压注浆封孔技术研究应用[J].煤炭工程,2017,49(7):61-63.

[13] 刘延保,熊伟.顺层瓦斯抽采钻孔封孔提浓技术及应用[J].煤矿安全,2017,48(1):63-66.

[14] 陈雄,刘延保,李亚运.带压注浆封孔技术在汪家寨煤矿的应用[J].工业安全与环保,2017,43(5):69-71.

[15] 尹红杰,王佰顺.一种新型带压注浆封孔测压技术的密封效果研究[J].矿业安全与环保,2017,44(4):68-72.

(责任编辑:逢锦伦)