

引用格式:张明光. 极近距离煤层采空区下巷道支护技术研究[J]. 山东科技大学学报(自然科学版), 2018, 37(4):35-41.
ZHANG Mingguang. Roadway support technology in goaf of ultra-close distance coal seams[J]. Journal of Shandong University of Science and Technology (Natural Science), 2018, 37(4):35-41.

极近距离煤层采空区下巷道支护技术研究

张明光

(山东科技大学 矿业与安全工程学院, 山东 青岛 266590)

摘要:针对极近距离(薄夹矸)煤层开采,下煤层巷道顶板破碎难支护的问题,以南屯煤矿 93_下12 工作面地质条件为背景,通过理论分析,研究了采空区薄夹矸下巷道桁架锚杆支护方式,得到了满足巷道支护要求的桁架锚杆支护系统参数;运用 FLAC^{3D} 数值模拟,建立不同预应力桁架锚杆及普通锚杆支护模型,对比分析了桁架锚杆支护系统预应力的合理值及其支护效果。研究结果表明,当桁架锚杆支护系统预应力增至 4 t 后,薄夹矸破碎巷道顶板下沉量趋于稳定,最大下沉量仅 32 mm,明显小于普通的锚杆、锚索支护方式。因此,高预应力桁架锚杆支护可有效控制破碎薄夹矸巷道顶板的失稳变形,提高顶板岩层的稳定性。

关键词:极近距离煤层;薄夹矸;桁架支护系统;数值模拟

中图分类号:TD325

文献标志码:A

文章编号:1672-3767(2018)04-0035-07

DOI: 10.16452/j.cnki.sdkjzk.2018.04.004

Roadway Support Technology in Goaf of Ultra-close Distance Coal Seams

ZHANG Mingguang

(College of Mining and Safety Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao, Shandong 266590, China)

Abstract: In view of the difficulty of supporting the broken roof of the lower coal seam roadway in ultra-close (thin parting) coal seam mining, this paper studied the truss bolt support method of roadway under thin parting based on the geological conditions of 93_{down}12 working face in Nantun coal mine through theoretical analyses. The parameters of truss bolt support system meeting the requirements of roadway support were obtained. Numerical simulation was conducted by using FLAC^{3D} to set up different prestressed truss bolt and ordinary bolt support models. Then a contrastive analysis was made of the reasonable values of pre-stress and the supporting effect of truss bolt support system. The results show that when the pre-stress of the truss bolt support system is increased to 4 t, the roof subsidence in the thin parting broken roadway tends to become stable, and the maximum sinking is only 32 mm, which is obviously smaller than that of ordinary bolt and anchor. Therefore, the high prestressed truss bolt support can effectively control the instability deformation of the roof of the broken parting roadway and improve the stability of the roof strata.

Key words: ultra-close distance coal seam; thin parting; truss support system; numerical simulation

近距离煤层是指井田开采范围内相邻两煤层的层间距离很近,且开采时相互间具有显著影响的煤层^[1]。尤其是薄夹矸条件的极近距离煤层开采,受上煤层开采活动影响,下煤层回采巷道顶板较为破碎。近年来,

收稿日期:2017-05-17

基金项目:国家自然科学基金项目(51704185);山东省自然科学基金项目(ZR2017BEE045);山东省高等学校科技计划项目(J17KA218)

作者简介:张明光(1981—),男,山东潍坊人,博士研究生,主要从事灾害预测与防治方面的研究。E-mail:zmg1981@126.com

一些专家学者在薄夹矸下巷道围岩控制方面进行了研究。杨吉平^[2]通过建立力学分析模型和相似材料物理模拟试验等手段,研究了巷道断面和煤层倾角对薄层状互层顶板稳定性的影响作用。裴孟松等^[3]采用数值模拟分析了不同夹矸条件下沿空巷道围岩的稳定性情况,提出选用锚网索配合梯形钢带联合支护的方式支护。林建等^[4]通过现场试验,提出采用高预应力锚杆锚索支护系统可控制巷道变形。上述成果仅对特定条件巷道围岩支护方式进行了研究,但对于受到较大破坏薄夹矸顶板适应性不强。以南屯煤矿 9 采区极近距离(薄夹矸)煤层开采为背景,研究上煤层薄夹矸采空区下锚杆桁架支护技术,得出锚杆桁架支护系统参数;利用 FLAC^{3D}数值模拟研究锚杆预应力支护参数,为同类条件巷道合理支护提供技术参考。

1 工程概况及巷道破坏

1.1 工程概况

南屯煤矿九采区二叠系山西组,地面标高为+46.1~+52.5 m,平均采深为-350 m。 $3_{上}$ 煤层和 $3_{下}$ 煤层为近距离煤层,两煤层最小夹矸厚度为 2.2 m,平均厚度为 4 m;夹矸以粉质砂岩或泥岩为主,泥质胶结,薄层状,岩石普氏硬度 $f=5\sim6$ 。 $3_{下}$ 煤层厚度 3.16~3.81 m,平均厚度 3.51 m;煤层倾角 $3^{\circ}\sim10^{\circ}$,平均 6° ,煤层普氏硬度 $f=2\sim3$,煤层赋存稳定,结构简单。直接顶为粉砂岩,厚度 0.25~1.75 m。基本顶为粉细砂岩互层,厚度 0~12.16 m。 $93_{下}12$ 工作面位于 $3_{上}$ 煤层采空区下方,运输顺槽内错于 $93_{上}12$ 工作面运输顺槽,工作面布置如图 1 所示。

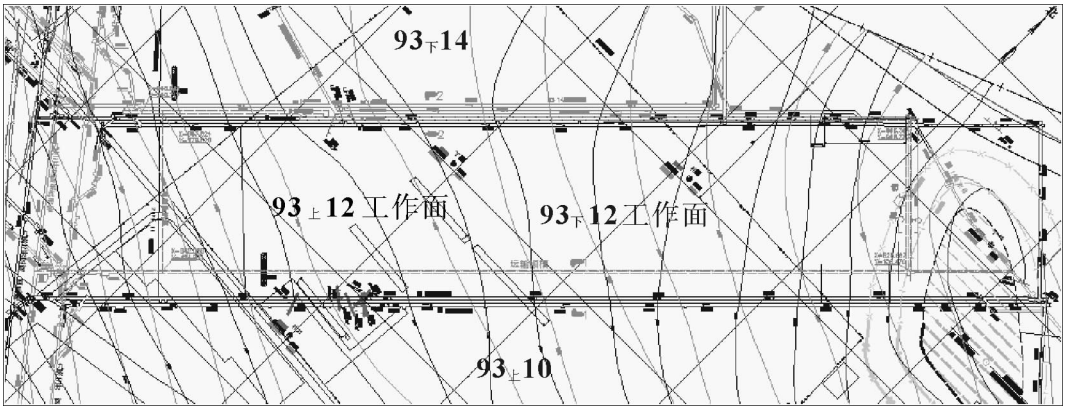


图 1 九采区 $93_{下}12$ 工作面工作面布置图

Fig. 1 Layout of $93_{down}12$ working face of the ninth mining area

1.2 巷道破坏及支护困难原因分析

工作面巷道开掘后,巷道周围岩体由三向应力转变为双向应力^[5],巷道顶底板及两帮中间易形成张拉破坏区,巷道两侧顶底角形成剪应力集中区。在集中应力作用下,随着巷道变形量的增大,巷道围岩发生破坏失稳^[6]。

为增加巷道周围岩体的抗拉及抗剪能力,巷道掘进后,通常采用锚杆、锚索支护技术加固围岩。 $3_{上}$ 煤层工作面回采过程中,媒体内的集中应力以一定角度向底板传播,致使底板夹矸破碎严重,传统锚索的悬吊作用丧失,单纯使用锚杆、锚索支护已经不能有效地控制巷道变形。因此,拟着重研究锚杆桁架支护技术支护破碎薄夹矸顶板的可行性。

2 锚杆桁架支护技术

2.1 锚杆桁架支护机理

锚杆桁架是一种能够在巷道顶板的水平及垂直方向同时提供挤压应力的主动支护结构^[7],由锚杆、拉杆

及托盘组成。锚杆桁架支护系统可对巷道顶板、两肩及两帮变形起到控制作用,能够同时提供水平及垂直方向的挤压力^[8]。

随巷道成巷时间的增加,顶板弯曲变形增大,顶板内产生的水平及垂直压应力也逐渐增大。锚杆桁架与顶板的相互作用及水平拉杆与倾斜锚杆的预紧作用力形成的挤压应力区制约着巷道顶板的下沉,使巷道围岩承载能力得到增强。另外,围岩顶板岩层弯曲下沉过程中,顶板表面对桁架拉杆的作用致使拉杆所受张力增大,桁架锚杆将载荷传递至煤柱,解决了垂直锚索失效的问题。桁架系统的支护机理如图 2 所示。

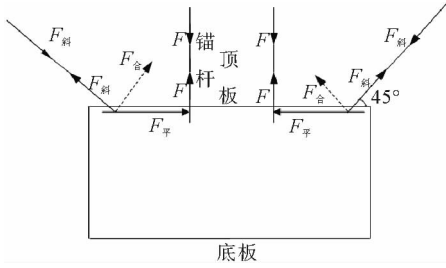


图 2 锚杆桁架系统力的作用示意图

Fig. 2 The function of force in bolt truss system

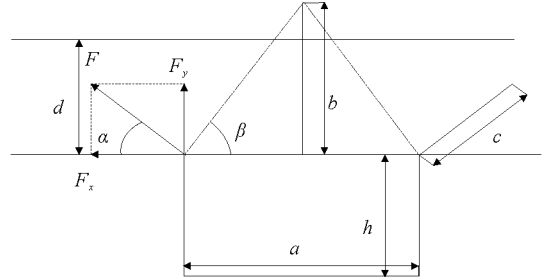


图 3 桁架锚杆载荷结构示意图

Fig. 3 Structural diagram of truss bolt load

根据组合梁理论^[9],锚杆桁架系统通常采用高强度高预应力锚杆提高组合岩层的自承载能力。同时,采用金属网和顶板钢带进行顶板表面控制,防止漏顶。锚杆桁架系统支护是一种主动支护系统,可以主动施加较大的预应力,以保证顶板岩层中无离层发生,并减少顶板岩层中的拉应力区和拉应力值。

2.2 巷道断面支护设计

假定顶板因弯曲下沉发生破坏,则顶板会按照一定的垮落角由下向上垮落,形成如图 3 所示的力学结构。图中虚线围成的三角形区域是桁架锚杆的载荷岩层。

巷道轴向按 1 m 计算载荷岩层体积

$$V = \frac{a \times b}{2} \times L = 7.229 \text{ m}^3. \quad (1)$$

式中: a —巷道宽度,93_F12 工作面运顺宽为 4.5 m; b —自然跨落高度,按 55°垮落角计算,93_F12 工作面运顺为 3.213 m; L —巷道轴向长度,取 1 m。

桁架锚杆载荷: $W = \lambda \times V = 25 \times 7.229 = 180.725 \text{ kN}$ 。

桁架锚杆上方的载荷岩层保持不垮落时,应满足下列平衡方程:

竖直方向(y): $F_y + F_y = W$;

水平方向(x): $F_x = F \cos \alpha$ 。

由以上两平衡方程可以得到桁架斜拉锚杆的受力

$$F = \frac{W}{2 \sin \alpha} = 127.811 \text{ kN}. \quad (2)$$

其中 $\alpha = 45^\circ$ 。

桁架斜拉锚杆的直径为

$$d_L = \sqrt{\frac{4 \cdot K \cdot B \cdot F}{\pi \sigma_s}} = 0.022 \text{ m}. \quad (3)$$

桁架水平锚杆的受力为

$$F_x = F \cos \alpha = 90.376 \text{ kN}. \quad (4)$$

桁架水平锚杆的直径为

$$d_H = \sqrt{\frac{4 \cdot K \cdot B \cdot F_x}{\pi \sigma_s}} = 0.018 \text{ m} \approx 0.02 \text{ m}. \quad (5)$$

式中: K —桁架锚杆的安全备用系数,取 1.8; B —桁架锚杆的排距,93_F12 工作面选用 0.8 m; σ_s —桁架锚杆的屈服极限,斜拉锚杆按 V 级锚杆钢(600 MPa)计算,水平拉杆按 IV 级锚杆钢(500 MPa)计算。

根据以上计算,锚杆桁架支护系统断面设计如图 4 所示。

1) 顶锚杆:采用 $\phi 22$ mm 左旋无纵筋螺纹钢树脂锚杆,杆长 2 200 mm,间距为 800 mm,布置六条锚杆,其中顶部靠帮第一条锚杆与垂直线成 15° ,其他锚杆均与巷道顶边轮廓线垂直布置。

2) 帮锚杆:采用 $\phi 20$ mm 左旋无纵筋螺纹钢树脂锚杆,杆长 2 000 mm,孔深 1 950 mm,共布置四条锚杆,距离底板从顶板往下依次为 3 000、2 100、1 200、300 mm,全部水平布置,帮锚杆排距 1 000 mm。

3) 锚索:顶部两根锚索,长度 5 000 mm,直径 22 mm,与垂直方向倾角为 30° ;帮部两根锚索,长度 4 000 mm,直径 20 mm,距底板 2 000 mm,与垂直方向倾角为 60° 。

4) 采用金属网和顶板钢带来进行顶板表面控制,规格可与邻近采区其他巷道一致,也可视现场情况做适当调整。

桁架锚杆安装时,施加预应力越大,能获得越大的初锚力,越有利于最大限度的抑制围岩离层与破坏。但由于锚杆各部件及杆体强度的限制,锚杆扭矩受到限制^[10]。当扭矩增大到一定值时,预应力增加量变得缓慢。因此设置合适的预应力对巷道的支护具有重要意义。

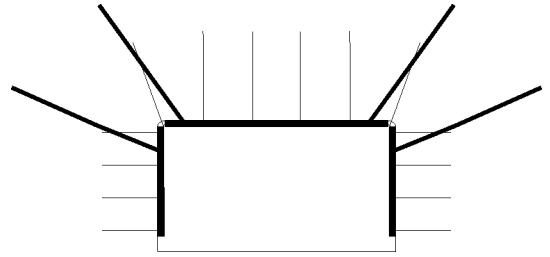


图 4 桁架锚索支护方案

Fig. 4 Supporting scheme of truss and cable anchor

3 巷道顶板位移演化数值模拟

3.1 模型的建立

为了确定合理的预应力值,以南屯煤矿 93_F12 工作面地质条件开采为工程背景,建立 FLAC^{3D} 三维数值计算模型,模拟不同预应力锚杆支护下的巷道变形及塑性区破坏。模型尺寸为:长 \times 宽 \times 高=220 m \times 260 m \times 92 m,模型顶部施加均布载荷 7.85 MPa,如图 5 所示。根据现场实测结果,取侧压系数 1/2,水平方向施加均布载荷 4.78 MPa,模拟煤层埋深 350 m,3_L 煤层和 3_F 煤层间距 4 m。利用摩尔库伦准则对模型进行计算。

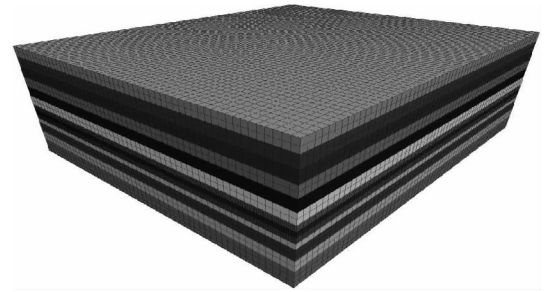


图 5 模型计算

Fig. 5 Model calculation

3.2 桁架锚杆支护时的巷道顶板位移规律

当采用桁架锚杆进行支护后,由于桁架锚杆不仅能提供水平方向的预紧力,还能提供一向上拖住顶板的推力,且随顶板锚杆轴向力的增大,该桁架锚杆所提供的向上推力也逐渐增大^[11]。

通过分析不同锚杆预应力支护巷道顶板位移可知,巷道无锚杆支护顶板下沉量为 299 mm,巷道顶板破坏十分严重,如图 6(a) 所示。对桁架锚杆支护系统锚杆的预应力为 2 t 时,巷道顶板下沉量降为 74.4 mm,巷道顶板破坏程度明显减小,说明此时通过桁架锚杆支护,可一定程度上改善顶板的破坏状况,但由于预紧力较小,无法完全改变顶板下沉,如图 6(b) 所示。支护锚杆预应力为 4 t 时,巷道顶板下沉量为 32 mm;锚杆预应力为 6 t 时,巷道顶板下沉量为 26 mm,如图 6(c)和图 6(d)所示。综上所述,桁架锚杆预应力达 4 t 时,巷道顶板位移由无锚杆支护的 299 mm 降至 32 mm,由此说明桁架锚杆支护方式可以很好地控制顶板的下沉量。预应力增加至 6 t 后,顶板的下沉量进一步减小,但下沉量变化不大。因此,高预应力桁架锚杆支

护系统对顶板巷道变形具有良好的控制作用,但当预应力增至 4 t 后,继续增加桁架锚杆的预应力,巷道顶板支护效果变化不大。

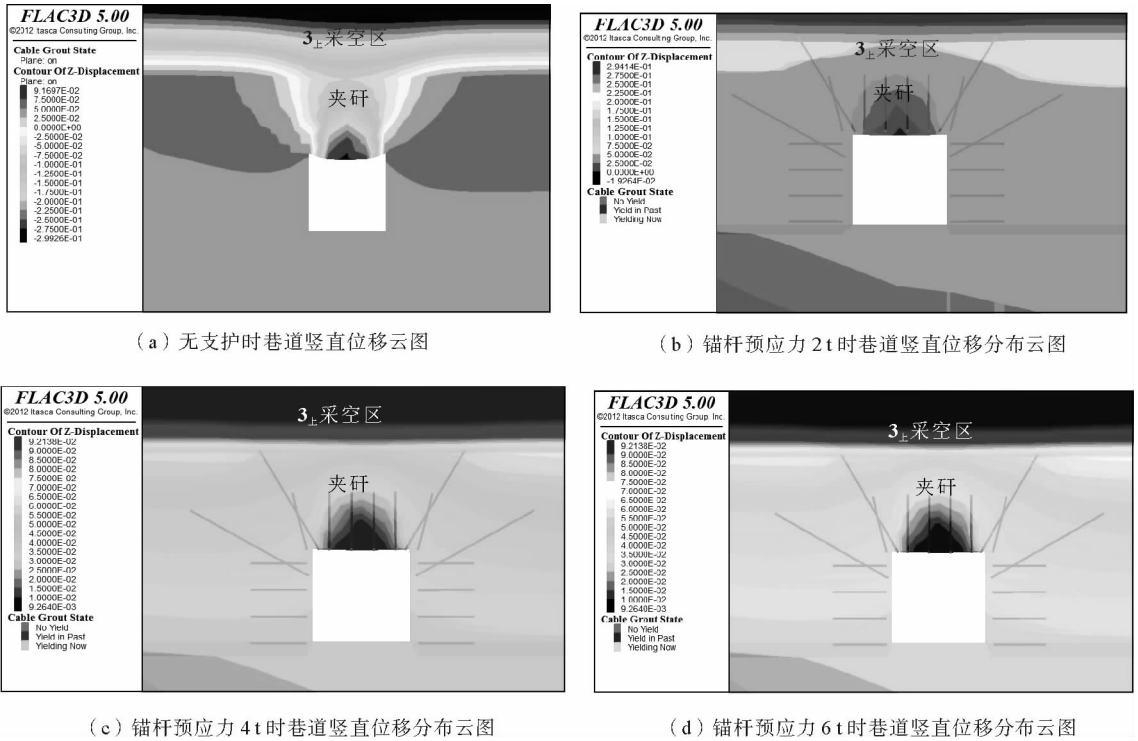


图 6 不同预应力桁架锚杆支护巷道竖直位移云图

Fig. 6 Vertical displacement nephogram of different prestressed truss bolt support roadway

3.3 桁架锚杆与普通锚杆支护对比分析

桁架锚杆在顶板锚固范围内主要产生水平挤压应力,对层面间的压应力影响不大;普通锚杆支护在顶板锚杆范围内部主要产生轴线方向的挤压应力,在岩层中形成强度更高的内部支护结构^[7]。

由图 7 可以看出,当桁架锚杆及普通锚杆预应力为 0、2、4、6 t 时,巷道顶板下沉量分别为 299、94、32、26 mm 和 299、153、119、109 mm。通过不同预应力桁架锚杆和普通锚杆支护系统顶板下沉量数据说明,增加锚杆、锚索预应力,可使巷道周围岩体内部及表面的压应力及应力范围增加,均可减小巷道顶板位移,并且桁架锚杆支护系统的围岩控制效果明显优于普通锚杆支护方式。由此可见,受 3_上 煤层工作面回采影响,3_下 巷道顶板完整性被破坏,如图 8 所示。普通锚杆、锚索支护受到限制,仅增加普通锚杆预紧力,已不能有效地对巷道进行支护。采用桁架锚杆支护,通过增大锚杆的预应力可有效降低巷道顶板下沉量,提高巷道顶板的稳定性。

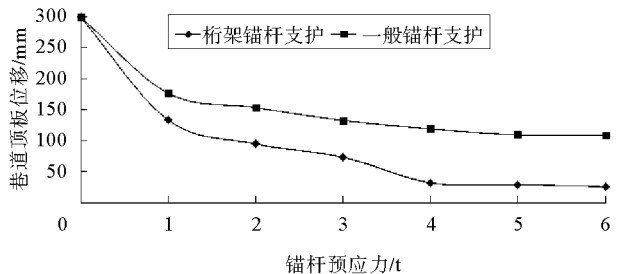


图 7 桁架锚杆与普通锚杆支护时顶板位移变化

Fig. 7 Variation of roof displacement in support of truss bolt and ordinary anchor bolt

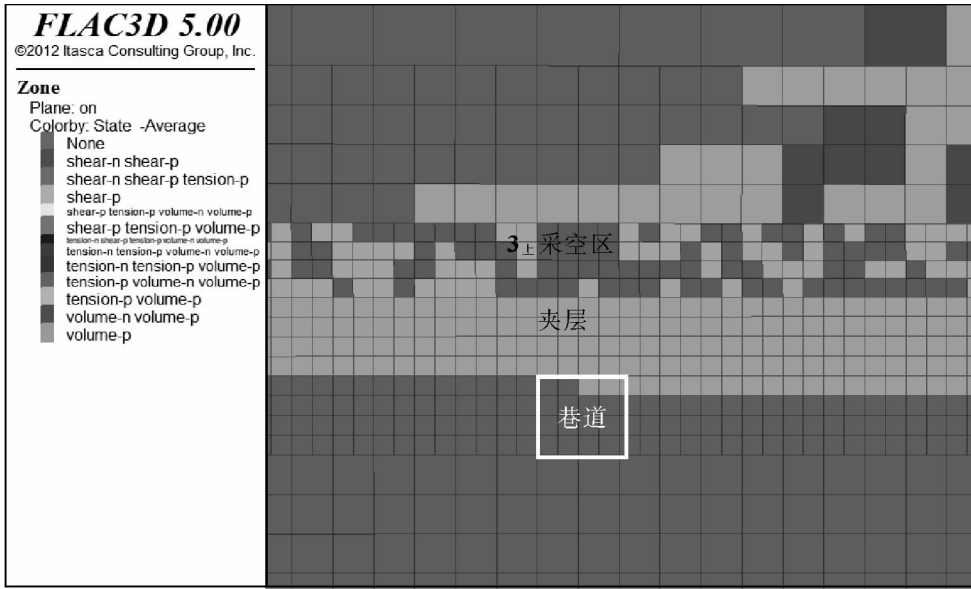


图 8 巷道未掘进前围岩塑性区分布图

Fig. 8 Distribution of plastic zone of surrounding rock before roadway excavation

4 工程验证

为观测巷道围岩的支护效果,验证桁架锚杆支护系统参数的合理性,对 3_下工作面顺槽支护施工时,每隔一定距离布置一个测点,监测结果如图 9 所示。

通过 25 d 的巷道顶板变形观测,锚杆预应力为 4 t 时,巷道掘进约 21 d 后,顶板变形基本稳定,实测巷道顶板下沉量仅为 41 mm。由此可见,桁架锚杆支护系统有效地控制了巷道的顶板,提高了顶板的稳定性,现场测量数据与数值模拟结果基本吻合。因此,高预应力桁架锚杆支护系统可有效地控制极近距离采区下巷道围岩变形。

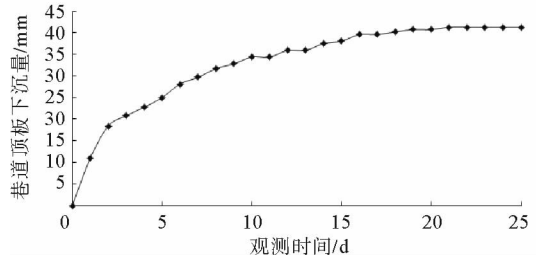


图 9 巷道顶板位移变化曲线图

Fig. 9 Roadway roof displacement change curve

5 结论

1) 通过理论分析,得到了满足近距离煤层采空区薄夹矸下巷道支护要求的桁架锚杆支护系统的参数,解决了巷道支护成本高、掘进速度慢、效率低的缺陷及传统锚索、锚杆支护不能满足薄夹矸破碎顶板支护要求的问题。

2) 通过数值模拟对比分析,对于薄夹矸下巷道支护,桁架锚杆预应力大于 4 t 后,薄夹矸破碎煤层巷道顶板下沉量趋于稳定,最大下沉量仅 32 mm,明显小于普通的锚杆、锚索支护方式;结合现场实测可知,高预应力桁架锚杆支护系统可有效控制极近距离采区下巷道围岩变形,提高巷道的稳定性。

参考文献:

[1]朱润生.极近距离煤层回采巷道合理位置确定与支护技术[J].煤炭科学技术,2012,40(4):10-13.
ZHU Runsheng. Rational location and support technology of mining gateway in seam with ultra closed distance to above seam[J]. Coal Science and Technology, 2012, 40(4): 10-13.

- [2] 杨吉平. 薄层状煤岩互层顶板巷道围岩控制机理及技术[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2013.
- [3] 裴孟松, 鲁岩, 郭卫彬, 等. 含夹矸厚煤层沿空巷道围岩稳定性及支护技术研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2014, 31(6): 950-956.
- BUI Manhtung, LU Yan, GUO Weibin, et al. The research on stability and supporting technology of rock in gob-side entry in thick seam with parting[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2014, 31(6): 950-956.
- [4] 林建, 范明建, 司林坡, 等. 近距离采空区下松软破碎煤层巷道锚杆锚索支护技术研究[J]. 煤矿开采, 2010, 15(4): 45-50.
- LIN Jian, FAN Mingjian, SI Linpo, et al. Research on anchored bolt and anchored rope supporting soft and cracked coal roadway under near gob[J]. Coal Mining Technology, 2010, 15(4): 45-50.
- [5] 樊志全. 近距离煤层采空区下复合层顶板巷道综掘技术[J]. 煤矿开采, 2008, 13(3): 59-60.
- FAN Zhiquan. Full-mechanized driving technology of roadway with combined roof under gob of closed coal seam[J]. Coal Mining Technology, 2008, 13(3): 59-60.
- [6] 郭建伟. 深井节理化围岩巷道破坏机理及控制技术[J]. 煤炭学报, 2012, 37(9): 1559-1563.
- GUO Jianwei. Roadway fracture mechanism and control technology of joint fissured surrounding rock in deep mines[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(9): 1559-1563.
- [7] 张益东. 桁架锚杆与普通锚杆对顶板的不同支护作用[J]. 矿山压力与顶板管理, 1999(增1): 159-161.
- ZHANG Yidong. Roof support of truss bolt and ordinary bolt[J]. Ground Pressure and Strata Control, 1999(S1): 159-161.
- [8] 吕庆刚. 破碎顶板预紧力锚杆桁架支护系统研究[J]. 煤炭科技, 2008, 3(3): 11-13.
- LÜ Qinggang. Research on pretension bolts and girder support system for broken roof support[J]. Coal Technology, 2008, 3(3): 11-13.
- [9] 钱鸣高, 石平五, 徐家林. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学, 2010.
- [10] 王强, 吴拥政. 煤矿井下锚杆预紧力控制研究[J]. 煤矿科学技术, 2011, 39(1): 29-32.
- WANG Qiang, WU Yongzheng. Study on bolt pre-tension control in underground mine[J]. Coal Science and Technology, 2011, 39(1): 29-32.
- [11] 张成文, 吕坤, 贺瑞彬, 等. 复杂顶板条件下巷道合理支护参数研究[J]. 中国煤炭, 2016, 42(5): 62-65.
- ZHANG Chengwen, LÜ Kun, HE Ruibin, et al. Research on reasonable supporting parameters of roadway with complex roof[J]. China Coal, 2016, 42(5): 62-65.

(责任编辑: 吕海亮)