

王志强,苏越,石磊,等. 错层位外错式沿空掘巷机理及相邻巷道的立体化联合支护技术[J]. 煤炭学报,2018,43(S1):12-20. doi:10.13225/j.cnki.jccs.2017.1407

WANG Zhiqiang, SU Yue, SHI Lei, et al. Mechanism of external-misaligned stagger arrangement of roadway driven along next goaf and the 3D combined support technique of adjacent roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(S1):12-20. doi:10.13225/j.cnki.jccs.2017.1407

错层位外错式沿空掘巷机理及相邻巷道的立体化联合支护技术

王志强^{1,2}, 苏越^{1,2}, 石磊^{1,2}, 徐春虎^{1,2}, 孙中文^{1,2}, 宋梓瑜^{1,2}

(1. 中国矿业大学(北京)资源与安全工程学院,北京 100083; 2. 放顶煤开采煤炭行业工程研究中心,北京 100083)

摘要:针对特厚煤层中应用错层位外错式沿空掘巷与相邻巷道的立体化联合支护机理展开研究。首先理论分析了错层位外错式沿空掘巷布置特点,发现:①沿煤层顶板及起坡下方的三角煤体保持稳定且对实体煤提供侧向支承应力 σ_x 作用,因此一侧采空情况下实体煤从上至下出现了新的变化,即侧向支承应力从0增加至 σ_x ;②依据巷道布置层位与侧向支承应力的不同,将特厚煤层从上至下进行了分区,分别为一侧采空实体煤分区、过渡区与弹性区;③布置接续工作面沿空掘巷时,其围岩处于弹性状态,巷道顶部属于一侧采空实体煤内的破碎区、塑性区,因此承载小,也即实现了围岩稳定与载荷低二者之间的统一。利用相邻两条巷道高、低不同这一立体化空间关系,提出相邻巷道的立体化联合支护技术,分析其特点包括:①沿煤层顶板布置巷道,主动支护可打入深部稳定岩层内;②通过加强一侧采空实体煤内的加固作用,为相邻沿煤层底板巷道提供锚固点;③底板沿空掘巷顶部支护体可深入顶板岩层、联合锚固区与过渡区,可实现全长锚固以更加充分发挥支护作用。为了验证前述理论成果,采用数值模拟进行计算分析,发现:①采用错层位外错式沿空掘巷技术,显著改善了沿空巷道围岩性质与应力分布现状,实现了低应力与围岩稳定二者的统一,且验证了前述对错层位外错式沿空掘巷特厚煤层纵向分区的成果;②零原岩应力场条件下联合支护效果较为明显,沿顶巷道顶板锚索深入基本顶段、巷帮一侧锚固段、沿底巷道顶板锚索深入岩层内与联合锚固区均出现应力集中作用,显著改善了沿底巷道单巷支护受顶煤厚度限制无法形成有效锚固点的现状;③在对实际工程背景的数值计算发现,与沿底巷道围岩大范围破坏且无法控制相比,采用错层位外错式沿空掘巷相邻巷道联合支护技术可显著控制沿空巷道围岩破坏范围。

关键词:特厚煤层;错层位;外错式;沿空掘巷;立体化布置;联合支护

中图分类号:TD353

文献标志码:A

文章编号:0253-9993(2018)S1-0012-09

Mechanism of external-misaligned stagger arrangement of roadway driven along next goaf and the 3D combined support technique of adjacent roadway

WANG Zhiqiang^{1,2}, SU Yue^{1,2}, SHI Lei^{1,2}, XU Chunhu^{1,2}, SUN Zhongwen^{1,2}, SONG Ziyu^{1,2}

(1. School of Resources and Safety Engineering, China University of Mining and Technology(Beijing), Beijing 100083, China; 2. Research Center of Top-Coal Caving Mining in Coal Mining Industry, Beijing 100083, China)

收稿日期:2017-10-17 修回日期:2017-11-29 责任编辑:毕永华

基金项目:国家自然科学基金面上资助项目(51774289);国家自然科学基金青年基金资助项目(51404270);中央高校基本科研业务费专项资金资助项目(2011QZ06)

作者简介:王志强(1980—),男,内蒙古呼伦贝尔人,副教授,博士生导师,博士。E-mail:wzhiqianglhm@126.com

Abstract: Based on the 3D (three-dimensional) combined support mechanism of external-misaligned stagger arrangement of roadway driven along next goaf and adjacent roadway in the ultra-thick coal seam, the roadway layout characteristics are theoretically analyzed and found that: ① The roof of coal seam and triangular coal body could keep stable, providing the lateral abutment stress σ_x to solid coal. Therefore, the next goaf side of solid coal has been changed from top to bottom, that is, the lateral abutment stress increases from 0 to σ_x . ② According to the difference in roadway layout and lateral abutment stress, the ultra-thick coal seam from top to bottom is divided into the next goaf side of solid coal zone, the transition zone, and the elastic zone. ③ When arranging a continuous working face roadway driven along next goaf, its surrounding rock is in an elastic state, the roof of roadway carries small load, which locates on the crushing zone and the plastic zone in the next goaf side of the solid coal. The roadway achieves the unity of the stability of the surrounding rock and the low-load. Then the authors propose a 3D combined support technique of adjacent roadway by using high and low roadways of different 3D spatial relationship. Its characteristics of the proposed technique are as follows: ① The active support body has been carried into the deep stable rock stratum in the roadway driven along the roof of the coal seam. ② By strengthening the reinforcement of the next goaf side of solid coal zone, it provides an anchor point for the adjacent roadway along the bottom in the coal seam. ③ The support body in the top of the roadway driven along next goaf has been carried into the deep roof of rock stratum by combining anchorage zone and transition zone, which can achieve a full-length anchorage to fully support function. In order to test the theoretical results, the numerical simulation analysis shows: ① Through the use of external-misaligned stagger arrangement roadway driven along next goaf technique, it achieves the unity of stability of surrounding rock and low-stress, and tests the results of external-misaligned stagger arrangement roadway driven along next goaf's vertical division. ② Under the condition of obviously combined support effect of zero-rock stress field, the top of roadway driven along roof's anchor cables has been carried into the deep basic roof and its roadway's side of anchorage zone. The top of the roadway driven along next goaf's anchor cables has been carried into the deep roof of rock stratum and combined anchorage zone, and stress concentration occurs in these zones. This technique forms an effective anchor point, which is not limited by the thickness of top coal. ③ Through numerical calculation on a field engineering project, it is found that the proposed technique is capable of effectively controlling the large-scale destruction of the surrounding rock roadway than previously used ones. The results can provide a reference for ultra-thick coal seam mining.

Key words: ultra-thick coal seam; stagger arrangement; external-misaligned; roadway driven along next goaf; three-dimensional roadway layout; combined support

回采巷道支护是关系到采矿工程的关键环节,特别是综合机械化放顶煤开采作为厚煤层的主导采煤方法,其沿底板巷道的支护受到地质与回采技术条件的限制,难以达到理想的支护效果,近年来,众多学者对包括巷道位置、煤柱与巷道支护等专题展开了大量研究,取得了丰硕的研究成果。

文献[1-5]对煤柱承载与留设尺寸之间的关系展开了研究,得到合理巷道位置的一般结论。但是,多年的研究成果与生产实践证明,留煤柱护巷开采存在的采出率低、巷道支护难度大与动力灾害问题日益严重。因此,近年来国内外学者开始重点对包括沿空掘巷与沿空留巷在内的小煤柱或无煤柱开采方法展开研究。

如文献[6-9]建立了沿空掘巷覆岩的力学模型,为沿空巷道位置、掘巷时间提供依据。文献[10-14]对沿空掘巷应力场分布进行了研究,为进一步确定沿

空掘巷支护技术提供基础依据。

综合煤柱留设与巷道位置来看,目前已将传统留设大煤柱护巷向小煤柱方向发展,且沿空巷道布置的位置主要以避开支承应力峰值区为主,按照一侧采空、实体煤内支承应力分布与分区情况,将沿空巷道布置在 I 区(破裂区)与 II 区(塑性区)交界的位置。

对于巷道支护的研究成果较多,如文献[15-18]给出了巷道支护的对象与重点部位,认为巷道应以控制松动圈的变形为主,并应分部位进行重点支护。而文献[19-29]则针对具体地质条件提出了应用诸如注浆、高强锚索与恒阻大变形锚杆等巷道支护技术,从支护体本身展开了系列研究,得到适应具体地质条件的支护方案与参数。

综合留小煤柱沿空掘巷支护的现有技术来看,在煤柱留设、巷道位置与支护技术的研究已经取得了系列成果,这也是本文研究的基础。但是,分析现有研

究成果的共性是煤柱两侧的相邻巷道均布置在煤层中的同一层位,且巷道支护基本是以单条巷道为主,针对特厚煤层沿空巷道有效支护的成果较少。

错层位巷道布置^[30-31]采全厚采煤法自1998年发明至今,其应用以内错式巷道布置形式为主;近年开始在山西斜沟煤矿、河北唐山煤矿开展外错式布置应用,从支护形式来看,横向上还是存在区段煤柱,但区段间相邻巷道在纵向上呈现出一高、一低的特点,且两巷之间的煤柱受到上区段起坡段下伏三角底煤的侧向支承,其空间形态与力学模型与现有留煤柱沿空掘巷还有一定的区别,因此,本文拟结合沿空掘巷现状与错层位相邻巷道布置特点,拟对其沿空掘巷位置、巷道支护技术展开研究。

1 错层位外错式沿空掘巷采煤方法特点分析

为了解决综放开采存在的采出率低等问题,在1998年发明了错层位巷道布置采全厚采煤法。该方法自发明至今的20 a时间里,先后在山西、河北与山东等地进行了应用。但是,该方法在应用中基本是采用图1所示的内错式布置方式。



图1 错层位内错式巷道布置方式

Fig. 1 Internal stagger arrangement of roadway layout

1—区段进风巷;2—区段回风巷;3—接续工作面区段进风巷;4—上一工作面区段回风巷;5—三角煤体

理论与实践表明,内错式巷道布置方式在采出率、巷道支护等方面具有显著的优势,但是也反映了一些问题,概括起来包括:①巷道1与巷道3布置在采空区下方,以架棚等被动支护为主,成巷速度慢;②巷道1与巷道3布置在采空区下方,需要待采空区覆岩运动稳定后才能送巷,工作面间需要跳采,影响采掘部署。

实际上,错层位的巷道布置形式除了内错式,还有重叠式与外错式几种,其中外错式如图2所示。

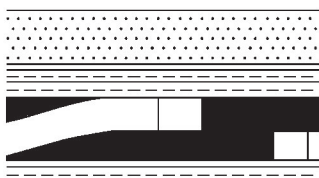


图2 错层位外错式巷道布置方式

Fig. 2 External-misaligned stagger arrangement of roadway layout

如图2所示,这种外错式布置方式也属于沿空

掘巷的一种,与现有技术形式上的区别在于煤柱两侧的回采巷道位于煤层中的不同层位,也即两巷之间有一定的高差,按照一侧采空实体煤内极限平衡区 x_0 的经典计算公式(1)对其进行分析:

$$x_0 = \frac{MA}{2 \tan \varphi_0} \ln \frac{\left(k\gamma H + \frac{c_0}{\tan \varphi_0} \right)}{\left(\frac{c_0}{\tan \varphi_0} + \frac{P_x}{A} \right)} \quad (1)$$

式中, M 为工作面采高; H 为开采深度,m; k 为最大应力集中系数; γ 为上覆岩层平均容重, kN/m^3 ; c_0 为黏聚力,MPa; φ_0 为内摩擦角, $(^\circ)$; A 为侧压系数; P_x 为巷帮支护阻力,MPa。

结合式(1)进行分析,如采用图2所示的错层位外错式巷道布置沿空掘巷方式,由于上一工作面回风巷沿煤层顶板布置,其巷道一侧采高 M 与煤层厚度相比较小,因此,靠近回风巷一侧实体煤内错的极限平衡区 x_0 要远远小于沿底布置回风巷的情况,煤层厚度越大,二者之间的差别也就越大,也即错层位巷道布置在回风巷实体煤侧形成的破碎区与极限平衡区范围要小,利于巷帮的控制。

另外,需要注意的一个特点是沿顶巷道及起坡段下方存在一个三角煤体,其宽高比较大,煤层厚度越大其稳定性越好,稳定的三角煤体会对右侧实体煤存在一个侧向支承应力 σ_x ,因此,在回风巷右侧实体煤下方处于弹性状态。

结合上述分析,认为在特厚煤层中采用错层位外错式沿空掘巷采煤方法时,与现有经典的一侧采空、实体煤应力分布与分区理论出现了根本性变化,也即煤层上部靠近巷帮一侧依然与经典理论相同,存在破碎区、塑性区、弹性区应力升高部分与原岩应力区,但煤层下部掘巷位置仍处于弹性状态,在考虑巷道位置时,应考虑其应力值大小,其原理如图3所示。

如图3所示,在特厚煤层中采用错层位外错式沿空掘巷布置方式时,与传统厚煤层沿空掘巷的机理发生明显变化,包括:

(1)回风巷与起坡段下方为三角煤体,三角煤体宽高比大,其几何特征满足煤体保持稳定的要求,因此,沿着巷道实体煤侧巷帮会提供一个水平应力 σ_x ,而回风巷巷帮的支护阻力 P_x 一般忽略,因此右侧实体煤上、中、下层位煤层稳定与承载状态不同,因此在纵向上可将特厚煤层划分为3区,分别命名为一侧采空实体煤分区、过渡区与弹性区。下面就各区特征分别叙述。

(2)一侧采空实体煤分区:该区域与上一工作面回风平巷层位相同,与经典教材中一侧采空实体煤内

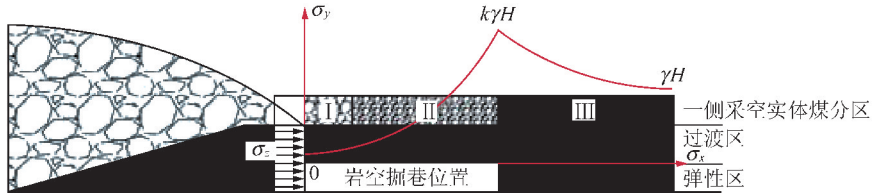


图3 错层位外错式沿空掘巷布置机理

Fig. 3 Mechanism of external-misaligned stagger arrangement of roadway driven along next goaf layout

I—破碎区;II—塑性区;III—弹性区

的分区性质相同,但分布范围受巷道高度 M 影响变小。由巷帮向实体煤内部分别包括 I 区—破碎区;II 区——塑性区;III 区——弹性区应力升高部分;IV 区——原岩应力区。

(3)过渡区:该区域位于一侧采空实体煤分区下方,高于煤层底板沿空掘巷位置,主要特征在于煤层状态从破碎、塑性状态向弹性状态过渡,而应力从小到大增加。

(4)弹性区:该区域位于特厚煤层的最下方,也即布置沿空掘巷的层位。该区域受到左侧三角煤体的水平应力作用,煤体保持弹性;顶部受到破碎区、塑性区与弹性区的影响,支承应力从回风巷道实体煤巷帮侧开始即不为 0,且逐渐增加,但由于顶部为处于峰后状态的煤体,因此应力增加缓慢,到达顶部弹、塑性交界处达到最大,然后向远处逐渐降低至原岩应力大小。

综合上述特点,错层位外错式沿空掘巷布置与现有两巷沿同一层位沿空掘巷布置相比,具有新的特点:① 巷道布置层位的煤体处于弹性状态,利于维护;② 巷道顶部高层位的煤体属于破碎区或塑性区,可避免巷道承受较大载荷。

也即错层位外错式沿空掘巷实现了围岩稳定与低载荷二者的统一,现有沿煤层底板布置沿空掘巷无法实现这一点。

2 错层位外错式沿空掘巷相邻巷道的立体化联合支护技术

如前所述,在特厚煤层中采用错层位外错式沿空掘巷技术在巷道围岩稳定特征、承载方面均出现了显著的变化,且沿空掘巷的顶部为上一工作面回风巷实体煤侧的破碎区或塑性区、靠采空区一侧的帮部为处于弹性状态的三角煤体,这样可充分利用两巷高低不同形成的立体化空间关系,实现工作面回风巷与接续工作面沿空掘巷二者之间的联合支护,如图 4 所示。

如图 4 所示,在采用错层位外错式沿空掘巷技术时,在巷道支护方面同样出现显著变化,首先工作面回风巷道沿煤层顶板布置,锚杆、索利于打入顶部稳

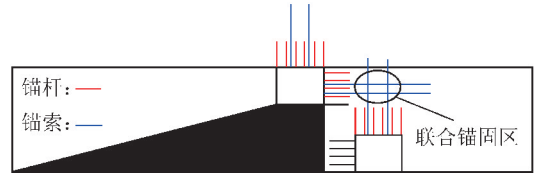


图4 错层位外错式相邻巷道立体化的联合支护技术

Fig. 4 3D combined support technique of external-misaligned stagger arrangement of adjacent roadway

定的岩层内,更易发挥悬吊作用;同时,通过向回风巷道实体煤侧巷帮打入锚杆、索,甚至注浆,对其进行加固,控制采动影响下的实体煤内破碎区与塑性区的扩展,同时提高二者的残余强度,为沿空掘巷顶板支护创造条件;沿空巷道通过向顶部打锚杆、索,利用煤层厚度形成的过渡区或者深入煤层顶部稳定岩层内进行锚固,更为重要的是锚杆、索可与上一工作面回风巷道实体煤侧巷帮支护体之间形成一个联合锚固区,也即实现了过渡区、联合锚固区与顶部岩层的全长锚固,可充分发挥巷道顶部锚杆、索的支护作用。

综合来看,错层位外错式沿空掘巷技术的应用,理论上具有巷道围岩稳定、承载小、利于巷道支护且实现了煤柱两侧相邻巷道的联合支护技术,解决了现有沿空掘巷技术存在的围岩稳定状态与承载大小二者之间的矛盾、沿底巷道顶部支护难以找到有效锚固点与仅考虑单条巷道支护设计几个方面的问题。

3 错层位外错式相邻巷道立体化联合支护效果的数值模拟研究

为了验证新技术的实施效果,这里以文献[32]中新巨龙矿 1301 工作面地质与回采技术条件为工程背景展开计算机数值模拟研究。

3.1 地质与回采技术条件

新巨龙矿一采区平均开采深度 800 m,回采煤层厚 8.5 ~ 10.03 m,平均 9.03 m,普氏系数 $f=1.59$,密度 1.36 g/cm^3 ,倾角 $2^\circ \sim 13^\circ$,平均倾角 5° 。煤层赋存稳定,结构复杂,中间夹 0.10 ~ 0.35 m 厚的泥岩或炭质泥岩。煤层直接顶为粉砂岩,厚 4.2 m,裂隙发育,具水平层理,单轴抗压强度 32.13 MPa;基本顶为

细砂岩,厚 19.87 m,单轴抗压强度 144.85 MPa,整体性强;直接底为粉砂岩,裂隙发育,充填黄铁矿,具水平层理,单轴抗压强度 70.91 ~ 117.49 MPa;基本底为细砂岩,厚 3.35 m,主要成分为石英长石及暗色矿物,硅质胶结;覆岩的最上层为数百米的表土层。1301 工作面是一采区的首采面,也是该矿井第一个综放工作面,长 2 800 m,宽 220 m。

1301 工作面两回采巷道断面均为矩形,沿煤层底板布置,巷道尺寸为 4.5 m×3.5 m,支护参数为:顶板采用 $\phi 22$ mm×2 500 mm 左旋螺纹钢高强锚杆 6 根,间排距 850 mm×800 mm,锚索采 $\phi 18.9$ mm×6 300 mm 左旋钢绞线,间排距 2 400 mm×800 mm;帮部安设锚杆 5 根,间排距 750 mm×800 mm,巷帮打设 $\phi 18.9$ mm×4 300 mm 高预应力锚索,间距 2.4 m。

在实际生产中,巷道变形量大且难以维护,受采动影响,锚杆破断失效情况较普遍,如图 5 所示。



图 5 支护失效

Fig. 5 Support failure diagram

为了改善支护现状并实现联合支护效果,对巷道支护方案与参数进行优化,即将巷道顶部与帮部锚

索更换为 $\phi 18.9$ mm×8 000 mm,其余参数不变。这样在纵向上,沿底巷道顶板锚索可深入直接顶内;横向上,增加了沿顶巷道对实体煤的控制范围,可为沿底巷道顶部提供较大的锚固范围。

为了验证本文提出技术的可行性与实施效果,对该矿采用沿底巷道与采用错层位外错式沿空掘巷及相邻巷道立体化联合支护效果展开计算机数值模拟研究,分别对比两种方法在巷道布置、承载与支护效果上的差异。

3.2 计算机数值模拟研究

3.2.1 建模

模型采用 FLAC^{3D}5.01 内置 Extrusion 建模,模型尺寸为 300 m(长)×50 m(宽)×60 m(高)。在模型顶部均施加 0.027 MN/m³×780 m≈21 MPa 的应力用来模拟未建模的上覆岩层重量。在模拟底部约束纵向和横向位移。由于模型埋深较大,需要考虑水平应力的影响,在模型的前后左右边界施加水平应力并限制横向位移。模型采用莫尔-库仑强度准则进行计算。

工作面长 220 m,两回采巷道断面均为矩形,尺寸为 4.5 m×3.5 m。巷道支护采用锚杆锚索联合支护形式,锚杆锚索采用 FLAC^{3D} 内置单元体锚杆锚索(cable)进行模拟,煤岩与支护体参数见表 1 与 2,模型如图 6 所示。

表 1 各岩层力学参数

Table 1 Rock mechanical parameters

序号	岩层	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	密度/(kg·m ⁻³)	摩擦角/ $^{\circ}$	黏聚力 C/MPa	抗拉强度/MPa
1	浅灰色细砂岩	15.80	11.30	2 700	42	5.50	2.40
2	粉砂岩	8.40	5.90	2 350	39	2.60	1.20
3	煤	11.90	7.10	1 400	29	1.35	0.68
4	粉砂岩	8.40	5.90	2 350	39	2.60	1.20
5	浅灰色细砂岩	15.80	11.30	2 700	42	5.50	2.40
6	灰色黏土岩	12.40	8.10	2 600	35	3.50	1.80

表 2 锚杆锚索力学参数

Table 2 Anchor bolt mechanical parameters

参数	弹性模量/GPa	黏结力/(kN·m ⁻¹)	横截面积/cm ²	抗拉强度/GPa	水泥浆刚度/GPa
锚杆参数	自由端	20	1 000	2.009 6	0.32
	锚固端	20	2 000	2.009 6	0.32
	托盘	20	20 000	225.000 0	0.32
锚索参数	自由端	20	1 000	2.009 6	0.50
	锚固端	20	2 000	2.009 6	0.50
	托盘	20	20 000	900.000 0	0.50

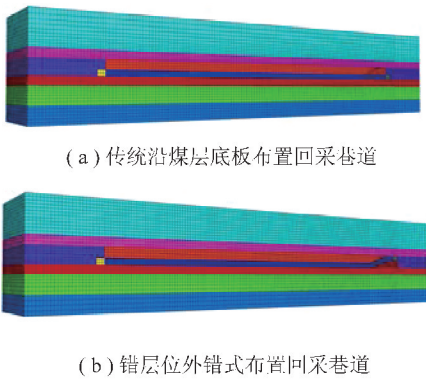


图 6 数值模拟模型

Fig. 6 Numerical simulation model

3.2.2 巷道布置的应力分布与围岩稳定性计算分析

图 7 为两种方法开采应力分布与塑性破坏对比云图。

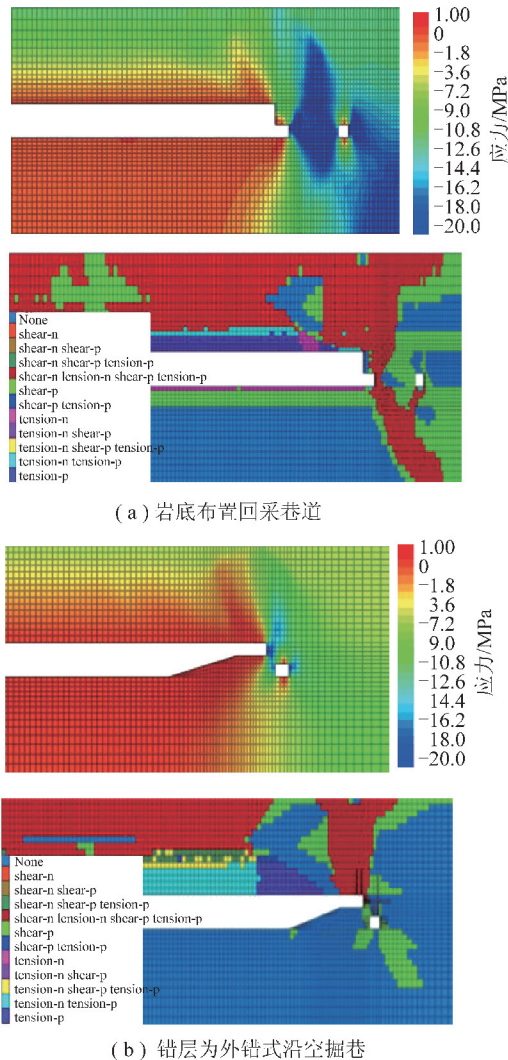


图 7 沿底巷道与错层位外错式开采应力分布与塑性破坏对比云图

Fig. 7 Comparison of stress distribution and plastic collapse after roadway driven along bottom and external-misaligned stagger arrangement of roadway driven along goaf are driven

对比错层位外错式沿空掘巷开采应力分布与塑性破坏云图,发现将回风平巷沿煤层顶板布置,有效降低了高支撑应力峰值影响区域,待掘的底板沿空巷道整体位置均处于低应力值范围内,从承载方面证明了错层位外错式沿空掘巷的优势。另外,对比两种方式的应力分布与分区情况,发现采用沿底巷道布置方式开采,实体煤侧的支撑应力分布与分区情况基本沿着煤层全厚出现,也即复合经典的一侧采空、实体煤内应力分布与分区理论;而采用将回风平巷沿煤层顶板布置,在煤层全厚范围内,支撑应力的分布与分区沿着纵向从上至下按照一定梯度发展,也即验证了前述对图 3 所示的纵向上的分区情况。

3.2.3 联合支护效果的数值模拟研究

在对联合支护效果进行数值模拟研究中,为了突出联合支护的效果,模拟分为两步进行,首先进行零原岩应力场的计算分析^[33],其次再结合 1301 实际工程背景进行模拟分析。

(1) 零原岩应力场下支护效果研究。

为了研究区段间联合支护对区段间相邻巷道的支护效果,先在零原岩应力场中对区段间联合支护技术进行模拟,以此来观察锚杆锚索对区段间相邻巷道的支护效果及围岩控制情况,模拟结果如图 8 所示。

如图 8 所示,从垂直应力云图上看,采用外错式沿空掘巷立体化联合支护技术的效果较好,沿煤层顶板布置的锚索深入基本顶内部,在锚索端部形成了应力集中区域;沿煤层底板布置的沿空掘巷顶部锚索虽然仅仅刚进入基本顶,但也形成了应力集中区;另外,虽然向沿顶回风巷道实体煤帮布置的水平锚杆、锚索在垂直应力云图上未体现出应力集中区域,但与沿底板布置的沿空巷道顶锚索联合支护的区域形成了应力集中,也即给了沿底巷道顶板支护一个力的支撑。水平应力云图与垂直应力云图效果相似,但值得关注的是同样在联合锚固区内形成了应力集中区域,如采用双巷掘进的前提下,不仅为沿底巷道的顶部锚杆、索提供一个力的支撑,同样为沿顶巷道实体煤内支护体提供了力的支撑。

从最大主应力分布云图上看,在沿顶巷道顶部锚索的基本顶段、沿底巷道顶部锚索的直接顶段与锚杆、索的联合锚固区内,均出现了应力集中现象,表明采用错层位外错式沿空掘巷再利用联合支护技术,可有效改善巷道的支护效果。

(2) 工程背景支护效果研究。

在对实际工程背景采用传统沿底巷道支护效果与错层位外错式沿空掘巷相邻巷道的立体化联合支护效果进行对比分析,如图 9 所示。

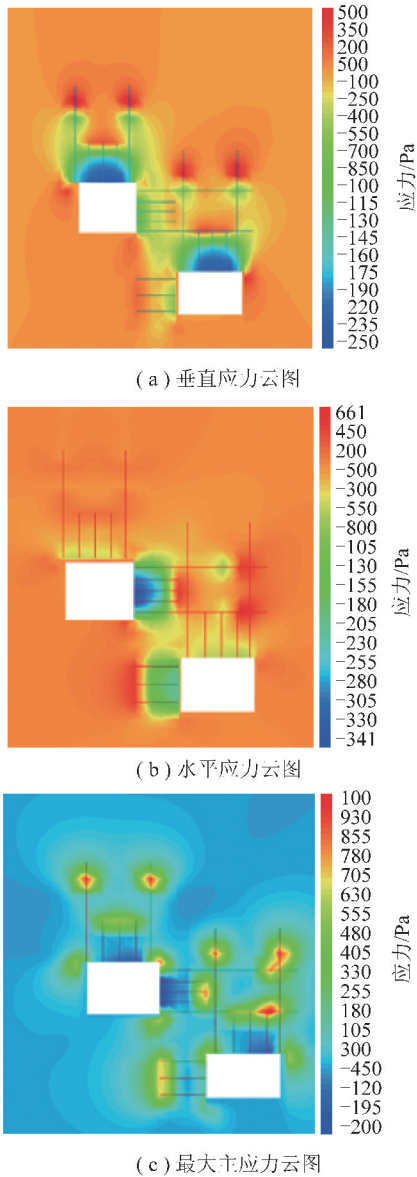


图8 零原岩应力场联合支护效果

Fig. 8 Zero-rock stress field combined support effect

如图9所示,采用沿底巷道进行开采,接续工作面相邻巷道围岩几乎处于全部破坏的状态,在现有支护体规格的前提下,几乎无法控制破坏围岩范围;而采用错层位外错式沿空掘巷及立体化巷道的联合支护技术,整个塑性区尺寸大幅度降低,且巷道顶部几乎保持稳定状态,而两帮仅仅出现较小范围的破坏,可考虑采用锚索打入保持稳定的三角煤体加强支护,经过对比发现错层位外错式沿空掘巷相邻立体化巷道的联合支护技术在控制围岩稳定性方面具有显著的优势。

4 结 论

(1)对特厚煤层错层位外错式沿空掘巷布置机理展开研究,发现:①稳定的三角煤体对实体煤侧提

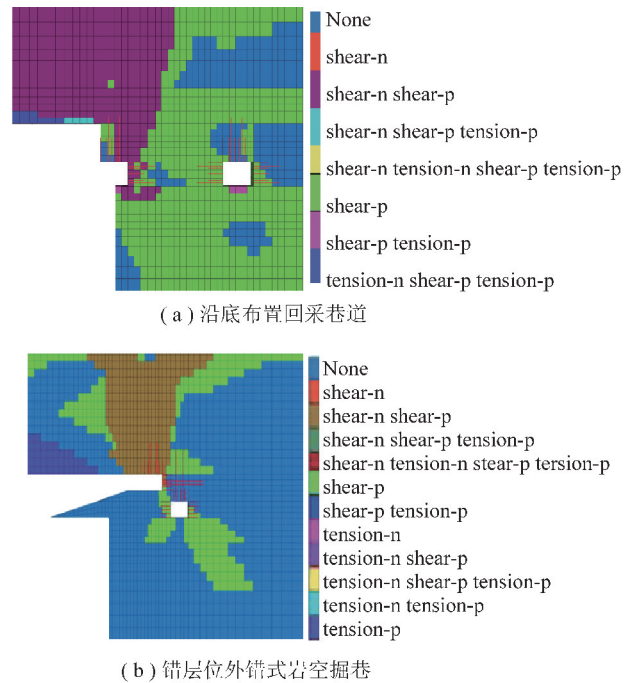


图9 实际工程背景支护效果对比

Fig. 9 Comparison of actual engineering background support effect 供侧向支承应力作用,因此,从沿煤层顶板巷帮侧至煤层底板,对实体煤侧提供的侧向支承应力逐渐增大;②受不同支承应力作用影响,在特厚煤层实体煤内从上至下出现不同分区,划分为“一侧采空实体煤分区”、“过渡区”与“弹性区”;③确定错层位外错式沿空掘巷的布置原则,即巷道布置在底板处于弹性状态的煤体中,顶部为一侧采空实体煤内破裂区或塑性区的低支承应力区域,实现了围岩稳定与低承载二者的统一。

(2)利用错层位外错式沿空掘巷立体化空间关系特点,提出采用相邻巷道立体化的联合支护技术,理论分析其支护效果包括:沿顶巷道顶板锚杆、索可打入煤层顶板稳定岩层内部,沿底巷道顶板锚索可深入煤层顶板岩层,沿顶巷道实体煤侧巷帮与沿底巷道顶板支护体形成联合锚固区。对于难支护的底板巷道,形成顶板岩层、联合锚固区、过渡区的全长锚固效果,显著改善了现有沿底巷道的支护效果。

(3)通过计算机数值模拟计算分析,发现采用错层位外错式沿空掘巷技术显著降低了沿底巷道造成的围岩破坏区,且沿空掘巷位置处于低支承应力区,沿着煤层全厚在围岩状态与承载上呈现明显不同,验证了前述错层位外错式沿空掘巷实现围岩稳定与低支承应力二者统一、沿煤层全厚纵向分区的客观性;通过对实际工程背景支护效果的数值模拟发现,采用错层位外错式沿空掘巷技术的支护效果明显优于沿底巷道。

参考文献 (References):

- [1] WHITTAKER B N. Design and stability of pillar in long wall mining [J]. *Mining Engineer*, 1979, 13: 68-72.
- [2] 王永秀, 齐庆新, 陈兵. 煤柱应力分布规律的数值模拟分析[J]. *煤炭科学技术*, 2004, 32(10): 59-62.
WANG Yongxiu, QI Qingxin, CHEN Bing. Analysis on digital simulation for stress distribution law of coal pillar[J]. *Coal Science and Technology*, 2004, 32(10): 59-62.
- [3] 谢广祥, 杨科, 常聚才. 煤柱宽度对综放面围岩应力分布规律影响[J]. *北京科技大学学报*, 2006, 28(11): 1111-1113.
XIE Guangxiang, YANG Ke, CHANG Jucui. Effect of coal pillar width on the stress distribution law of surrounding rocks in fully mechanized top-coal caving mining face[J]. *Journal of University of Science and Technology Beijing*, 2006, 28(11): 1111-1113.
- [4] KUSHWAHA A, SINGH S K, TEWARI S, et al. Empirical approach for designing of support system in mechanized coal pillar mining [J]. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, 2010, 47(7): 1063-1078.
- [5] GHASEMI E, SHAHRIAR K. A new coal pillars design method in order to enhance safety of the retreat mining in room and pillar mines [J]. *Safety Science*, 2012, 50(3): 579-585.
- [6] 侯朝炯, 李学华. 综放沿空掘巷围岩大、小结构的稳定性原理[J]. *煤炭学报*, 2001, 26(1): 1-7.
HOU Chaojiong, LI Xuehua. Stability principle of big and small structures of rock surrounding roadway driven along goaf in fully mechanized top coal caving face[J]. *Journal of China Coal Society*, 2001, 26(1): 1-7.
- [7] 李学华. 综放沿空掘巷围岩大小结构稳定性的研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2000.
LI Xuehua. Stability principle of big and small structures of rock surrounding roadway driven along goaf in fully mechanized top coal caving face[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2000.
- [8] 翟所业, 吴士良. 沿空送巷的理论探讨[J]. *矿山压力与顶板管理*, 2003(2): 45-46, 49.
ZHAI Suoye, WU Shiliang. Theoretical discussion on gob side entry [J]. *Ground Pressure and Strata Control*, 2003(2): 45-46, 49.
- [9] 王红胜, 张东升, 李树刚, 等. 基于基本顶关键岩块 B 断裂线位置的窄煤柱合理宽度的确定[J]. *采矿与安全工程学报*, 2014, 31(S1): 10-16.
WANG Hongsheng, ZHANG Dongsheng, LI Shugang, et al. Rational width of narrow coal pillar based on the fracture line location of key rock B in main roof[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2014, 31(S1): 10-16.
- [10] 王卫军, 侯朝炯等. 综放沿空巷道底板受力变形分析及底鼓力学原理[J]. *岩土力学*, 2011, 22(3): 319-322.
WANG Weijun, HOU Chaojiong, et al. Mechanical deformation analysis and principle of floor heave of roadway driving gob in fully mechanized sub-level caving face [J]. *Rock-soil Mechanics*, 2011, 22(3): 319-322.
- [11] 石永奎, 宋振骥, 王崇革. 软煤层综放工作面沿空掘巷支护设计[J]. *岩土力学*, 2001, 22(4): 509-512.
SHI Yongkui, SONG Zhengqi, WANG Chongge. The supporting design of road driving along next goaf in soft seam with fully mechanized top-caving[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2011, 22(4): 509-512.
- [12] 韩承强, 张开智, 徐小兵, 等. 区段小煤柱破坏规律及合理尺寸研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2007, 24(3): 370-373.
HAN Cengqiang, ZHANG Kaizhi, XU Xiaobing, et al. Study on failure regularity and reasonable dimension of district sublevel small coal pillar [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2007, 24(3): 370-373.
- [13] 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.
ZHAO Guozhen, MA Zhanguo, SUN Kai, et al. Research on deformation controlling mechanism of the narrow pillar of roadway driving along next goaf [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2010, 27(4): 517-521.
- [14] 郑西贵, 姚志刚, 张农. 掘采全过程沿空掘巷小煤柱应力分布研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2012, 29(4): 459-465.
ZHENG Xigui, YAO Zhigang, ZHANG Nong. Stress distribution of coal pillar with gob-side entry driving in the process of excavation & mining [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2012, 29(4): 459-465.
- [15] 谢广祥, 杨科, 常聚才. 综放回采巷道围岩力学特征实测研究[J]. *中国矿业大学学报*, 2006, 35(1): 94-98.
XIE Guangxiang, YANG Ke, CHANG Jucui. Spot testing on mechanical characteristics of surrounding rock in gates of fully mechanized top-coal caving face [J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2006, 35(1): 94-98.
- [16] 辛亚军, 勾攀峰, 牟东风, 等. 非软顶底板煤巷锚杆支护及围岩松动规律[J]. *采矿与安全工程学报*, 2012, 29(2): 203-208.
XIN Yajun, GOU Panfeng, YUN Dongfeng, et al. Loose regularity of bolting and surrounding in a non-soft floor and roof gateway [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2012, 29(2): 203-208.
- [17] 谢广祥, 常聚才. 深井巷道控制围岩最小变形时空耦合一体化支护[J]. *中国矿业大学学报*, 2013, 42(2): 183-187.
XIE Guangxiang, CHANG Jucui. Study of space-time coupled and integrative supporting method of controlling the Minimum deformation of surrounding rock in deep mine roadway [J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2013, 42(2): 183-187.
- [18] 黄庆享, 刘玉卫. 巷道围岩支护的极限自稳平衡拱理论[J]. *采矿与安全工程学报*, 2014, 31(3): 354-358.
HUANG Qingxiang, LIU Yuwei. Ultimate self-stable arch theory in roadway support [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2014, 31(3): 354-358.
- [19] 王连国, 张志康, 张金耀, 等. 高应力复杂煤层沿空巷道锚注支护数值模拟研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2009, 26(2): 145-149.
WANG Lianguo, ZHANG Zhikang, ZHANG Jinyao, et al. Numerical simulation of bolt-grouting for gob-side entry in complex seam under a high stress [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2009, 26(2): 145-149.
- [20] 齐干, 李占金, 唐强达, 等. 深部大断面软岩巷道变形力学机制及耦合支护设计[J]. *采矿与安全工程学报*, 2009, 26(4): 455-

- 459.
- QI Gan, LI Zhanjin, TANG Qiangda, et al. Deformation mechanical mechanism and coupling support design for deep large-section-soft-rock roadway [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2009, 26(4):455-459.
- [21] 孙玉福. 高强度锚索支护技术及在潞安矿区的应用[J]. *采矿与安全工程学报*, 2010, 27(4):595-599.
- SUN Yufu. Application of high strength cable bolting technology in Lu'an Coal mining area [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2010, 27(4):595-599.
- [22] 勾攀峰, 韦四江, 张盛. 不同水平应力对巷道稳定性的模拟研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2010, 27(2):143-148.
- GOU Pangfeng, WEI sijiang, ZHANG sheng. Numerical simulation of effect of horizontal stresses at different levels on stability of roadways [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2010, 27(2):143-148.
- [23] 严红, 何富连, 徐腾飞, 等. 高应力大断面煤巷锚杆索桁架系统试验研究[J]. *岩土力学*, 2012, 33(S2):257-262.
- YAN Hong, HE Fuliang XU Tengfei, et al. Experimental study of bolt and cable truss system for large cross-section coal roadways under high stress. *Rock and Soil Mechanics*, 2012, 33(S2):257-262.
- [24] 李书民, 孙小岩, 白杨杨. 深部回采巷道锚网索联合支护技术实践[J]. *煤炭科学技术*, 2012, 40(1):38-41.
- LI Shuming, SUN Xiaoyan, BAI Yangyang. Practices on bolt/steel mesh/anchor combined support technology of mining gateway in deep mine [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2012, 40(1):38-41.
- [25] 张志康, 王连国, 善仁亮, 等. 深部动压巷道高阻让压支护技术研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2012, 29(1):33-37.
- ZHANG Zhikang, WANG Lianguo, SAN Renliang, et al. Support technology of high resistant and yielding property for deep roadway under dynamic pressure [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2012, 29(1):33-37.
- [26] 郭志彪, 王炯, 张跃林, 等. 清水矿深部软岩巷道破坏机理及恒阻大变形控制对策[J]. *采矿与安全工程学报*, 2014, 31(6):945-949.
- GUO Zhibiao, WANG Jiong, ZHANG Yuelin, et al. Failure mechanism and constant resistance large deformation control measures of deep soft rock in Qingshui Coal Mine [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2014, 31(6):945-949.
- [27] 苏学贵, 宋选民, 李浩春, 等. 特厚松软复合顶板巷道拱-梁耦合支护结构的构建及应用研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 2014, 33(9):1828-1836.
- SU Xuegui, SONG Xuanmin, LI Haochun, et al. Study on coupled arch-beam support structure of roadway with extra-thick soft compound roof [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2014, 33(9):1828-1836.
- [28] 林健, 任硕. 树脂全长锚固锚杆外形尺寸优化数值模拟研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2015, 32(2):273-278.
- LIN Jian, REN Shuo. Numerical simulation optimization research of bolt profile configuration with resin full-length anchoring [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2015, 32(2):273-278.
- [29] 康红普, 范明建, 高富强, 等. 超千米深井巷道围岩变形特征与支护技术[J]. *岩石力学与工程学报*, 2015, 34(11):2227-2241.
- KANG Hongpu, FAN Mingjian, GAO Fuqiang, et al. Deformation and support of rock roadway at depth more than 1 000 meters [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2015, 34(11):2227-2241.
- [30] 赵景礼, 吴健. 厚煤层错层位巷道布置采全厚采煤法 [P]. 中国专利: ZL98100544. 6. 2002-01-23.
- [31] 王志强. 实现厚煤层沿空掘巷相邻巷道联合支护的方法 [P]. 中国专利: 2016105473477. 2018-04-06.
- [32] 刘金海, 姜福兴, 王乃国, 等. 深井特厚煤层综放工作面区段煤柱合理宽度研究 [J]. *岩石力学与工程学报*, 2012, 31(5):921-927.
- LIU Jinhai, JIANG Fuxing, WANG Naiguo, et al. Research on reasonable width of segment pillar of fully mechanized caving face in extra-thick coal seam of deep shaft [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2012, 31(5):921-927.
- [33] 王金华, 康红普, 高富强. 锚索支护传力机制与应力分布的数值模拟 [J]. *煤炭学报*, 2008, 33(1):1-6.
- WANG Jinhua, KANG Hongpu, GAO Fuqiang. Numerical simulation on load-transfer-mechanisms and stress distribution characteristics of cable bolts [J]. *Journal of China Coal Society*, 2008, 33(1):1-6.