中国煤炭行业知识服务平台（中国煤炭期刊网）
www.chinacaj.net

您可能感兴趣的文章、专题：

“煤矿智能化综述及关键技术”专题

“我国煤矿瓦斯防治理论技术研究进展”专题

“煤地质与煤结构”专题

“煤矿安全+智能化”专题

“深部煤层瓦斯精准抽采”专题

“中国煤科首席科学家”专题

“矿井冲击地压灾害防治技术及工程实践”专题

2020 年度《煤炭科学技术》“领跑者 5000”论文

2021《煤炭科学技术》封面文章

煤炭行业青年科学家论坛(2021 年)

中国煤炭行业知识服务平台 www.chinacaj.net

移动扫码阅读

张宝优.极近距离煤层错层位巷道布置方式及围岩控制技术研究[J].煤炭科学技术,2021,49(8):88-95. doi:10.13199/j.cnki.cst.2021.08.011

ZHANG Baoyou.Study on layout of staggered roadway and surrounding rock control technology for ultra contiguous coal seams[J].Coal Science and Technology,2021,49(8):88-95. doi:10.13199/j.cnki.cst.2021.08.011

极近距离煤层错层位巷道布置方式及围岩控制技术研究

张 宝 优

(中煤国际工程设计研究总院有限公司,北京 100120)

摘 要:为解决极近距离煤层群分层开采支护难度大、危险性高等问题,探索错层位巷道布置采煤法及区段间相邻巷道联合支护技术在极近距离煤层群开采中的应用前景,以官地矿 8、9 号煤地质条件为研究背景,经论证 8、9 号煤之间的夹矸层厚度较小,满足放顶煤要求,不会影响顶煤冒放性,以此确定采用错层位巷道布置采煤法进行极近距离煤层联合开采的回采方案。通过极限平衡理论、数值模拟确定了下区段沿底巷道位置,沿底巷道顶煤破碎区宽度为 1.93 m,极限平衡区宽度为 6.65 m。采用 FLAC^{3D}数值模拟软件对下区段沿底巷道位置进行选择,计算结果为侧向支承压力峰值与巷道侧距离为 6.85 m,与前述理论计算得到的极限平衡区宽度基本相同。结合理论分析及数值模拟计算结果确定该地质条件下错层位外错式巷道布置方案水平错距为 2 m。对区段间相邻巷道联合支护技术机理进行论证研究,并结合矿方原始支护方案最终确定区段间相邻巷道联合支护方案。对下区段沿底巷道顶底板移近量和两帮移近量进行现场实测,结果表明:下区段沿底巷道围岩变形整体处于可控范围内,错层位巷道布置方式支护方案设计较为合理,可以满足工作面安全生产需要,可为类似条件下工作面布置及围岩控制提供参考。

关键词:极近距离煤层;沿空掘巷;错层位巷道布置;围岩控制;联合支护

中图分类号:TD353 **文献标志码**:A **文章编号**:0253-2336(2021)08-0088-08

Study on layout of staggered roadway and surrounding rock control technology for ultra contiguous coal seams

ZHANG Baoyou

(*China Coal International Engineering Design and Research Institute*,*Beijing* 100120,*China*)

Abstract:In order to solve the problems of high difficulty and high risk in slicing mining of ultra contiguous coal seams, explore the application prospect of staggered roadway layout mining method and joint support technology of adjacent roadways between sections in the mining of ultra contiguous coal seams,based on the research background of the geological conditions of No.8 coal and No.9 coals in Guandi Coal Mine, it has been demonstrated that the thickness of gangue layer between No.8 and No.9 coal is small, which can meet the requirements of top coal caving and will not affect the top coal caving performance. Therefore, it is determined that the combined mining scheme of ultra contiguous coal seams with staggered roadway layout mining method is adopted.Through the limit equilibrium theory analysis and numerical simulation, the position of the lower section along the bottom roadway is determined: the width of the top coal crushing zone of the roadway along the bottom is 1.93 m, and the width of the limit equilibrium area is 6.65 m. FLAC^{3D} numerical simulation software is used to select the position of the lower section along the bottom roadway. The calculation results show that the distance between the peak lateral abutment pressure and the side of the roadway is 6.85 m, which is basically the same as the width of the limit equilibrium zone obtained by the foregoing theoretical calculation.Combined with the results of theoretical analysis and numerical simulation, it is determined that the horizontal stagger distance of the staggered roadway is 2 m. The technical mechanism of the joint support of adjacent roadways between sections is demonstrated and researched, and the joint support scheme of adjacent roadways between sections is finally determined

收稿日期:2021-01-25;**责任编辑**:李金松

基金项目:国家自然科学基金面上资助项目(51774289)

作者简介:张宝优(1982—),男,山东荣成人,硕士,工程师。E-mail:mtgczby@163.com

中国煤炭行业知识服务平台 www.chinacaj.net

based on the original support plan of the mine. The field industrial experiment is used to measure the roof and floor movement and the two sides movement of the roadway along the bottom in the lower section. The monitoring results show that the deformation of the surrounding rock of the roadway along the bottom in the lower section is generally within the controllable range, and the support scheme design of the roadway with staggered layers is more reasonable, which can meet the safety production needs of the working face, and can provide a reference for working face layout and surrounding rock control under similar conditions.

Key words: ultra contiguous coal seams; roadway driving along next goaf; staggered roadway layout; surrounding rock control; combined support

0 引　言

极近距离煤层主要分布在我国西山矿区、开滦矿区等地。对于极近距离煤层开采主要采用分层开采、煤层合采以及综采放顶煤等采煤法[1]。针对不同矿区、不同煤层条件下极近距煤层(群)开采技术方案选择、矿山压力显现、围岩控制等问题,相关专家学者开展了大量的研究工作。文献[2-3]分别采用 FLAC^{3D}、UDEC 数值模拟研究了不同地质条件下极近距煤层群下煤层开采时的垂直应力分布、塑性破坏特征等,并确定了下煤层回采巷道位置。张宏伟等[4]对清河门矿 3^{-3}、3^{-2}煤层上行开采技术方案进行可行性分析,并确定了上行开采回采巷道布置方案。孙春东等[5]针对极近距离煤层联合开采地质条件,研究得出了极近距离煤层联合开采时下层位工作面必须布置在稳压区内,并计算得出了极近距离煤层联合开采时的最佳走向错距范围。何富连等[6]对大地精煤矿 3 号煤层开采进行研究,得到了上覆集中煤柱对近距离煤层顶板应力分布影响特征。贾尚伟等[7]以塔山矿 2、3 号煤层地质条件为研究背景构建残留煤柱对底板破坏的力学模型,计算得出了 3 号回采巷道合理位置。孟凡林等[8]以龟兹矿 A3、A5 近距离煤层工作面为研究对象,研究了多重采动影响下的下层煤回采巷道围岩变形及应力演化特征。方新秋等[9]针对崔家寨矿近距离煤层群下层煤 E12505 工作面运输巷出现的冒顶、底臌等现象,探讨了巷道失稳机制,有针对性地提出了巷道支护参数优化方案并进行了工业性试验,支护效果良好。张百胜[10]研究了极近距离煤层“块体-散体”结构模型及上覆煤柱在底板煤层中的非均匀应力分布规律。郝嘉伟等[11]根据煤柱底板载荷传递公式确定了下层煤巷道围岩破坏的 4 个主要因素:上煤层区段煤柱宽度、下煤层区段煤柱宽度、层间距和煤柱错距,并采用正交试验设计确定了各主要因素的显著性次序。郭文兵等[12]对平煤八矿煤层群开采时各煤层间的影响规律以及应力分布规律进行研究,并确定了合理的巷道布置方案及区段煤柱尺寸。王永佳等[13]提出极近距煤层群下行开采方案和综放合层开采 2 种技术方案,综合考虑技术、经济成本,确定采用下行开采方案。袁安营等[14]以谢桥煤矿 6、8 号煤层具体地质条件为背景,研究极近距煤层群重复采动条件下矿压显现规律。彭高友等[15]对深部极近距离煤层群回采时的采动力学行为进行了研究。张向阳等[16]对极近距煤层群上下采空、中间煤层回采时的变形破坏情况展开了研究,并确定了回采巷道支护方案。张剑[17]针对极近距煤层群开采时的支护问题,分析了极近距煤层回采巷道围岩控制原理,并针对水峪煤矿确定了具体支护方案,实现了工作面安全回采。

为探索错层位巷道布置采煤法及区段间相邻巷道联合支护技术在极近距离煤层群开采中的应用前景,以官地矿 8、9 号煤地质条件为研究背景,研究确定下区段沿底巷道位置及巷道支护方案,并对下区段沿底巷道位置和联合支护方案效果进行模拟,最终进行现场工业性试验,以期为极近距煤层群开采方案选择及围岩控制技术提供借鉴参考。

1 工程地质概况

以山西焦煤西山煤电集团公司官地煤矿主采的 8、9 号煤为研究背景,煤层埋藏深度为 220~280 m,8 号煤层厚 3.51 m,9 号煤层厚 3.59 m,煤层倾角 4°~6°,8、9 号煤含一层 0.4~1.6 m 的夹矸层,夹矸层平均厚度 1.0 m,岩性为泥岩,密度 2 200 kg/m^3,体积模量 9.77 GPa,剪切模量 7.02 GPa,内摩擦角 27°,抗拉强度 2.5 MPa,黏聚力 7 MPa,8、9 号煤顶底板及夹矸层岩性如图 1 所示[18]。

2 错层位巷道布置及沿底巷道顶煤应力分区计算

2.1 错层位巷道布置采煤法

错层位巷道布置采煤法[19]自 1998 年提出至今,已在山西、河北、山东、甘肃、河南等地各生产矿井开展应用。在冲击地压防治、急倾斜煤层安全高效回采(工作面设备防倒滑)、特厚煤层分层开采、

中国煤炭行业知识服务平台 www.chinacaj.net

近水平巷道布置及围岩支护等方面开展了积极的研究。区别于一般综放工作面回采巷道沿煤层底板的传统布置方式,错层位工作面回采巷道具有“一高、一低”的空间布置特点,工作面存在一段沿煤层底板“爬升”至顶板的起坡段。以近水平厚煤层为例,典型错层位巷道布置方案如图 2 所示。

岩层	厚度/m	柱状	岩性描述
石灰岩	10.23		深灰色，方解石脉，含动物化石，中间为硅质泥岩
泥岩	3.42		灰黑色，内含黄铁矿
石灰岩	2.78		灰色，内含方解石矿脉
泥岩	1.27		灰黑色，内含植换化石
8号煤	3.41		黑色，煤
泥岩	0.4～1.6		黑色，泥岩
9号煤	3.31		黑色，煤，俗称八尺煤
砂质泥岩	16.95		灰色、深灰色，内含植物化石，砂质泥岩为主
中粒砂岩	7.61		灰白色，含黑色矿物颗粒，胶结致密坚硬，含石英颗粒

图 1　煤层顶底板及夹矸层岩性

Fig.1　Roof floor and gangue layer lithology of coal seam

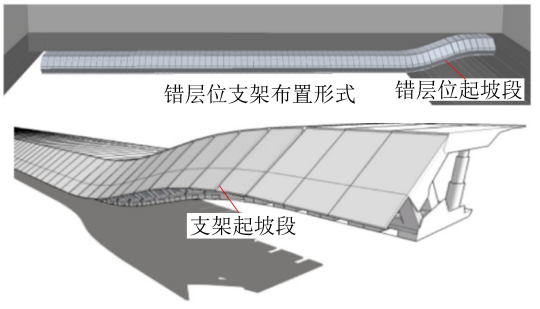


图 2　错层位巷道布置及三维示意

Fig.2　Layout and three-dimensional schematic of staggered roadway

官地矿 8、9 号煤间的夹矸层厚度较小,经论证满足放顶煤要求,不会影响顶煤冒放性,拟采用错层位巷道布置采煤法对 8、9 号煤进行综放全高开采。根据错层位巷道布置特点,沿 9 号煤底板布置工作面进风巷,沿 8 号煤顶板布置工作面回风巷。错层位巷道布置形式如图 3 所示。由图 3 可知,采用错层位巷道布置方案时,工作面开切眼存在沿 9 号煤向 8 号煤过渡的起坡段,可以破坏 8、9 号煤之间夹矸层完整性,有利于提高冒放性[18]。

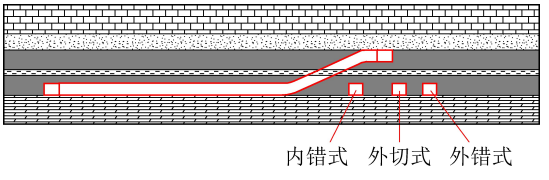


图 3　错层位巷道布置方案

Fig.3　Layout plan of staggered roadway

错层位采煤法按其接续工作面巷道搭接方式可分为内错式、外切式和外错式 3 种。最主要的下区段巷道布置方式为内错式、外错式。内错式巷道布置方式将下区段沿底巷道布置在上一工作面的三角煤体中,处于上区段工作面开挖形成的低应力区,可有效防治冲击地压等动力灾害发生;内错式巷道布置时区段煤柱为负煤柱,采出率更高,但是错层位内错式巷道布置形式在上区段工作面回采时需要实施铺网工艺,下区段工作面回采时需要在网下回采;内错巷需要待上区段工作面回采覆岩运动稳定后才可以掘进,并且一般采用架棚等被动支护方式,所以在采掘接替以及回采工艺上较为繁琐。可见,上区段沿顶巷道与下区段沿底巷道在水平方向上有一定的水平错距,可以简化工作面回采工艺,提高回采效率;下区段工作面无须跳采,提高了采掘接替效率;可以发挥锚杆(索)等构件的主动支护作用,提高围岩控制能力,提高巷道掘进及支护效率。因此,笔者结合官地矿 8、9 号煤埋藏深度等地质条件,研究错层位外错式巷道布置形式在极近距煤层群开采及巷道支护中的应用。

2.2　沿底巷道顶煤应力分布分区计算

错层位工作面回采后,下区段沿底巷道顶煤受侧向支承应力分布状态如图 4 所示,从沿顶巷道右帮至实体煤侧依次可分为破碎区Ⅰ、塑性区Ⅱ、弹性区应力升高部分Ⅲ以及原岩应力区Ⅳ。利用极限平衡理论以下区段沿底巷道顶煤为研究对象对下区段沿底巷道顶煤进行分区。通过公式计算沿底巷道顶煤破碎区宽度 x_1 和沿底巷道顶煤极限平衡区宽度 x_2 预估顶煤破碎区和塑性区的位置,将下区段沿底巷道位置选择范围控制在塑性区Ⅱ之内靠近破碎区Ⅰ的位置,利于下区段沿底巷道顶板的围岩控制。

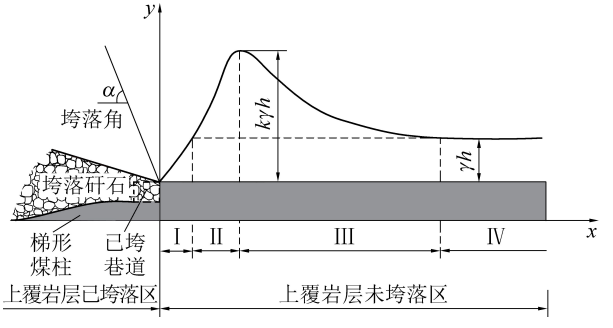


图 4　下区段沿底巷道顶煤应力分区

Fig.4　Top coal stress zoning along bottom roadway

由极限平衡理论[20]可知,当 $x = x_1$ 时,$\sigma_y = \gamma h$,则沿底巷道顶煤破碎区宽度为

$$x_1 = \frac{m}{2f}\left(\frac{1 - \sin\varphi}{1 + \sin\varphi}\right)\ln\left(\frac{f\gamma h + C}{fP_N + C}\right) \tag{1}$$

中国煤炭行业知识服务平台 www.chinacaj.net

当 $x=x_2$ 时,$\sigma_y=k\gamma h$,则沿底巷道顶煤极限平衡区宽度为

$$x_2=\frac{m}{2f}\left(\frac{1-\sin\varphi}{1+\sin\varphi}\right)\ln\left(\frac{fk\gamma h+C}{fP_N+C}\right) \tag{2}$$

式中:m 为巷道高度,取 3.5 m;f 为微元体分界面摩擦因数,取 0.2;φ 为煤体的内摩擦角,取 20°;γ 为岩层平均容重,25 kN/m^3;h 为巷道埋深,250 m;P_N 为对煤帮施加的支护阻力,因上区段沿顶巷道采用锚杆锚索联合支护,故取值为 0.3 MPa;C 为煤体的黏聚力,取 1.2 MPa;k 为应力集中系数,取 3.0。

结合以上工作面工程实测数据,计算得到沿底巷道顶煤破碎区宽度 $x_1=1.93$ m,极限平衡区宽度 $x_2=6.65$ m。

3　区段间相邻巷道联合支护技术

上区段沿顶巷道与下区段沿底巷道在水平方向上有一定的水平错距,针对错层位外错式巷道布置区段间相邻巷道存在的独特空间特点,王志强[21]提出了区段间相邻巷道联合支护技术,如图 5 所示。

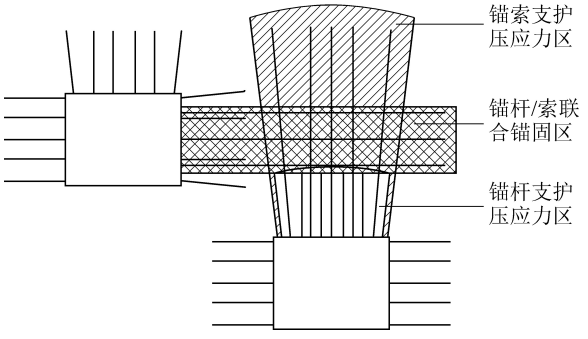


图 5　错层位外错式相邻巷道联合支护技术

Fig.5　Combined support technology for adjacent roadway with staggered strata

分析区段间相邻巷道联合支护技术特点如下:

1)错层位沿顶巷道顶板支护环境为直接顶和基本顶,支护环境明显好于综放沿底巷道顶板。与沿底巷道相比上区段巷道沿煤层顶板布置,有利于发挥锚杆(索)等主动支护构件的支护作用。

2)区段间相邻巷道的支护构件会在下区段沿底巷道顶板上方形成支护范围重叠的联合锚固区。联合锚固区内区段间相邻两巷的支护构件相互“重叠”,对联合锚固区内的煤岩体在水平和垂直 2 个方向上进行锚固,同时在不改变单巷支护强度的前提下,增加了联合锚固区内煤岩体的支护密度。

3)下区段沿底巷道顶板方向上,依次形成锚杆支护压应力区、锚杆锚索联合锚固区、锚索支护压应力区。锚杆支护压应力区可以控制下区段沿底巷道顶板浅部围岩变形;锚杆锚索联合锚固区内部存在水平和垂直方向不同支护构件的支护作用,改善联合锚固区内煤体的受力状态,提高煤体力学性质,控制下区段沿底巷道顶煤稳定;锚索支护压应力区可以整体控制下区段沿底巷道顶板煤体,将下区段沿底巷道顶板锚索锚固在煤层顶板稳定的岩体中。错层位外错式支护应力场分布如图 6 所示。

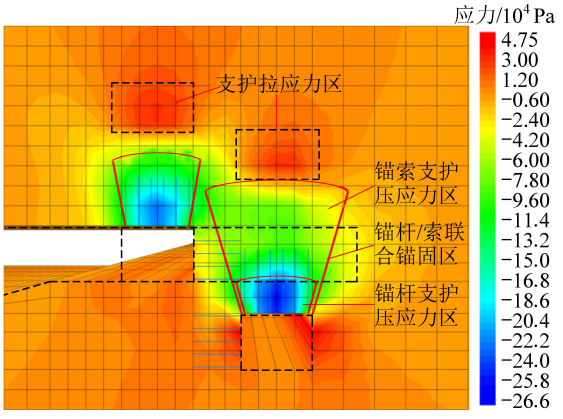


图 6　错层位外错式支护应力场分布

Fig.6　Stress field distribution of external staggered support in staggered strata

4　巷道位置选择

根据上文研究结果,采用 FLAC^{3D} 数值模拟软件对下区段沿底巷道位置进行选择。模型采用 FLAC^{3D} 5.01 内置 Extrusion 建模,模型尺寸为 350 m(长)×200 m(宽)×59 m(高),如图 7 所示。在模型顶部均施加 7.56 MPa 的应力用来模拟未建模的上覆岩层重力。在模型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。模型采用摩尔-库仑强度准则进行计算。

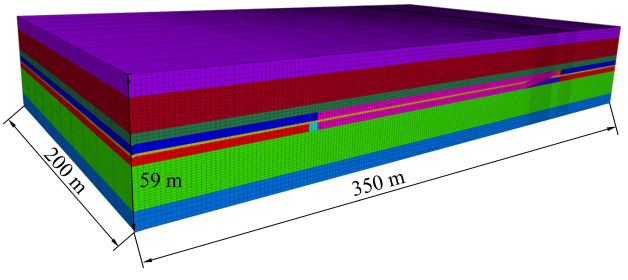


图 7　数值模拟模型

Fig.7　Numerical simulation model

中国煤炭行业知识服务平台 www.chinacaj.net

4.1　沿底巷道顶煤应力分布分区计算

数值模拟模型初始地应力平衡后，开挖回采巷道，计算平衡后对错层位工作面进行回采并计算平衡，错层位工作面垂直应力分布如图 8 所示。

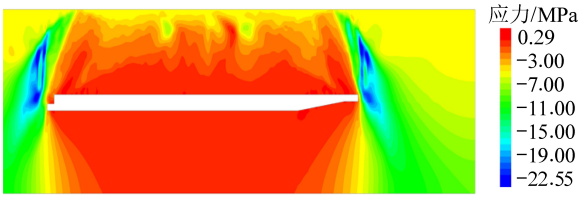


图 8　错层位工作面垂直应力分布

Fig.8　Vertical stress distribution of staggered working face

由图 8 可知，错层位工作面回采后会在工作面两侧实体煤内形成较为明显的应力集中。由 FLAC^{3D}模拟计算得到错层位工作面回采后侧向支承压力分布结果，如图 9 所示。侧向支承压力应力集中系数 $k=2.98$，侧向支承压力峰值与巷道侧距离为 6.85 m，与上文理论计算得到的极限平衡区宽度基本相同。

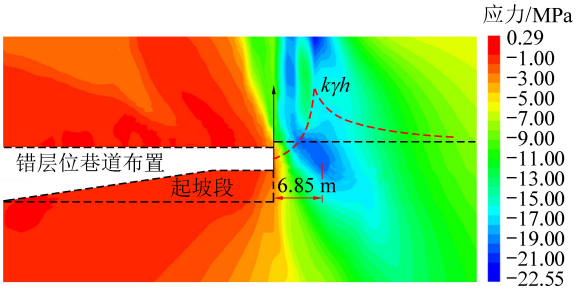


图 9　错层位工作面侧向支承压力分布

Fig.9　Lateral abutment pressure distribution of staggered working face

由图 9 可知，错层位工作面回采后，会在工作面沿顶巷道实体煤侧形成应力集中现象。在进行下区段沿底巷道位置选择时，应根据侧向支承压力分布情况，将下区段沿底巷道布置在应力较低且围岩较为稳定的位置。由理论计算及数值模拟结果可知，在水平错距 0~6.85 m 内侧向支承压力较小（处于顶煤极限平衡区以里），并且水平错距 0~1.93 m 顶煤处于破碎区范围内，下区段沿底巷道顶煤处于破碎区当中，不利于下区段支护构件的安设及巷道维护甚至可能造成与上区段采空区沟通，造成漏风和垮落矸石等问题；同时结合下区段沿底巷道宽度为 4.5 m，拟确定下区段沿底巷道与上区段沿顶巷道的水平错距 2 m 进行数值模拟。

4.2　下区段沿底巷道位置选择模拟

按水平错距 2.0 m 开挖下区段沿底巷道，计算平衡后得到沿底巷道垂直应力分布和沿底巷道塑性区分布如图 10、图 11 所示。由图 10 可知，由于下区段沿底巷道开挖后的卸压作用，高应力区域继续向煤体深部转移。沿底巷道顶底板处于应力较低状态，沿底巷道左帮应力为 7~12 MPa，沿底巷道右帮应力从 13 MPa 逐渐增加，在距离右帮约 4.5 m 处应力达到峰值 27.4 MPa。此时，沿顶巷道与沿底巷道之间的煤柱中心区域存在12~18 MPa 的应力区域，大于原岩应力，表明围岩仍具有一定的完整性，煤柱整体具有较好的承载能力。由图 11 可知，虽然在下区段沿底巷道围岩区域内发生了破坏，但是破坏范围较小，并且下区段沿底巷道围岩破坏类型后缀基本均为“-p”，表示此处围岩过去曾发生破坏但当前没有继续发生破坏，即下区段沿底巷道围岩基本均处于相对稳定阶段；仅在部分区域出现围岩破坏类型后缀为“-n”的区域（过去曾发生破坏并且仍在发生破坏的围岩），说明在下区段沿底巷道水平错距为 2 m 时，巷道围岩较为完整，具有较好的承载能力，有利于巷道支护。

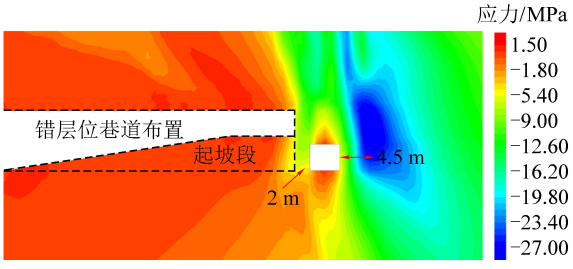


图 10　沿底巷道垂直应力分布

Fig.10　Vertical stress distribution of floor along roadway

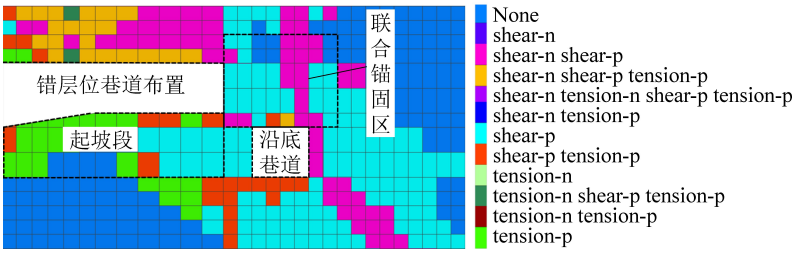


图 11　沿底巷道塑性区分布

Fig.11　Distribution of plastic zone in floor along roadway

中国煤炭行业知识服务平台 www.chinacaj.net

综上可知,当区段间相邻巷道水平错距为 2 m 时,沿顶巷道与沿底巷道水平错距之间的垂直应力大于原岩应力,表明该区域内围岩具有一定的承载能力,此时下区段沿底巷道整体处于应力较低的环境中,同时顶煤也相对完整,有利于锚杆-锚索等支护构件的安设,可以减少区段煤柱尺寸,提高资源采出率、避免采空区漏风造成残煤自燃及瓦斯逸出等情况的发生。最终确定该地质条件下错层位外错式巷道布置方案水平错距为 2 m。

5　现场试验与验证

5.1　支护方案确定

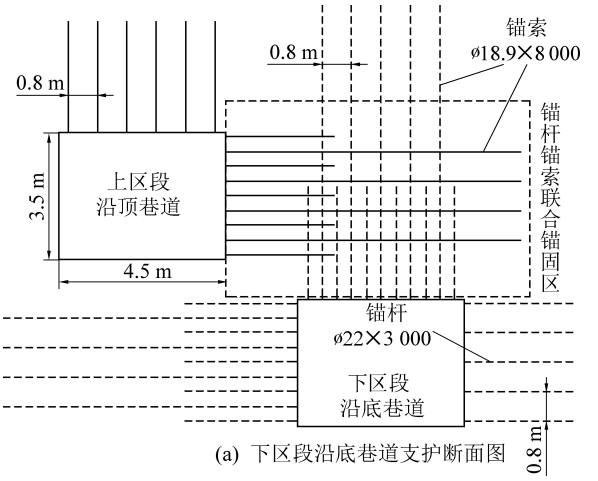
结合矿方原始支护方案(工程类比法),同时考虑到下区段沿底巷道与上区段沿顶巷道的位置关系,确定巷道采用锚杆-锚索联合支护方案,支护方案中采用锚索对沿顶巷道实体煤侧、沿底巷道顶板、沿底巷道采空区侧进行支护:①上区段沿顶巷道实体煤侧锚索可以改善联合锚固区内煤体的受力状态,提高煤体力学性质,控制下区段沿底巷道顶煤稳定;②下区段沿底巷道顶板锚索可以整体控制下区段沿底巷道顶板煤体,将下区段沿底巷道顶板锚索锚固在煤层顶板稳定的岩体中;③下区段沿底巷道采空区侧锚索可将下区段沿底巷道采空区侧的浅部围岩锚固在上区段工作面起坡段内,相较于传统留小煤柱沿空掘巷采空区侧的围岩控制更为有利。

锚杆锚索联合支护方案具体支护参数为:螺纹钢树脂锚杆 ø22 mm×3 000 mm,间排距 800 mm×800 mm,预紧力 80 kN;左旋钢绞线锚索 ø18.9 mm×8 000 mm,间排距800 mm×1 600 mm,预紧力 250 kN。区段间相邻巷道锚杆-锚索联合支护方案如图 12 所示。

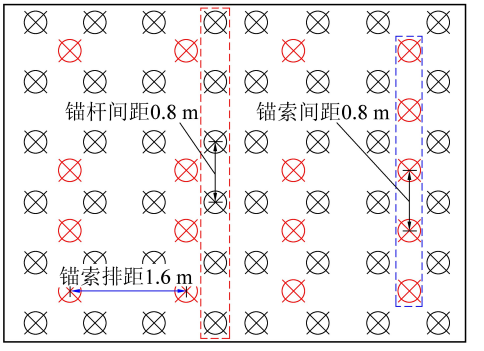
5.2　现场应用效果验证

锚杆锚索联合支护方案下的错层位综放工作面下区段沿底巷道支护试验期间,监测巷道围岩变形情况,如图 13 所示。

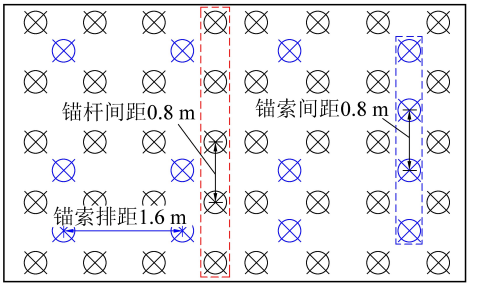
由图 13 可知,下区段沿底巷道掘进时的变形主要发生在初期(28 d 以前),第 30 d 后巷道围岩变形情况逐渐平缓,并在较短时间内趋于稳定。其中顶底板移近量稳定在 53 mm 左右,巷道两帮移近量稳定在 30 mm 左右,顶底板移近量大于两帮移近量。监测结果表明:监测期内下区段沿底巷道围岩变形整体处于可控范围内,下区段沿底巷道位置选择及支护方案设计较为合理,可以满足工作面安全生产需要。



(a) 下区段沿底巷道支护断面图



(b) 下区段沿底巷道顶板支护平面图



(c) 上区段沿顶巷道侧帮支护平面图

图 12　区段间相邻巷道联合支护方案

Fig.12　Combined support scheme of adjacent roadway between sections

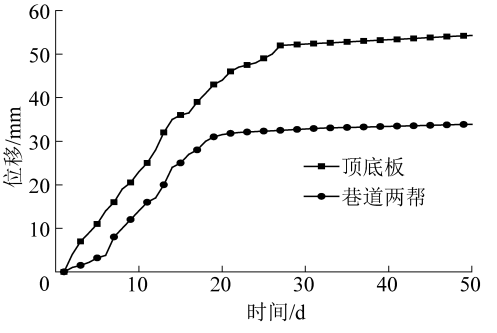


图 13　下区段沿底巷道掘进期间围岩变形

Fig.13　Deformation of surrounding rock during driving along bottom roadway

中国煤炭行业知识服务平台 www.chinacaj.net

6 结　论

1)基于官地矿具体生产背景,提出采用错层位巷道布置采煤法进行 8、9 号煤极近距离煤层联合开采的技术方案,并采用极限平衡理论对错层位巷道布置下区段沿底巷道顶煤应力分布分区进行计算,计算得到沿底巷道顶煤破碎区宽度 $x_1 = 1.93$ m,极限平衡区宽度 $x_2 = 6.65$ m。

2)结合理论分析及数值模拟计算结果,确定该地质条件下错层位外错式巷道布置方案水平错距为 2 m。

3)错层位综放工作面下区段沿底巷道支护试验期间,监测巷道围岩变形情况,监测期内下区段沿底巷道围岩变形整体处于可控范围内,下区段沿底巷道位置选择及支护方案设计较为合理,可以满足工作面安全生产需要。

参考文献(References):

[1] 戴文祥,潘卫东,李　猛,等.近距离煤层强扰动巷道布置与支护技术研究[J].煤炭科学技术,2020,48(12):61-67.
DAI Wenxiang,PAN Weidong,LI Meng,*et al*.Study on layout and support technology of strongly disturbed roadway in contiguous coal seam[J]. Coal Science and Technology,2020,48(12):61-67.

[2] 索永录,商铁林,郑　勇,等.极近距离煤层群下层煤工作面巷道合理布置位置数值模拟[J].煤炭学报,2013,38(S2):277-282.
SUO Yonglu,SHANG Tie,ZHENG Yong,*et al*. Numerical simulation on rational location of roadways at lowerseam for ultra-close multiple seam mining[J]. Journal of China Coal Society,2013,38(S2):277-282.

[3] 黄艳利,张吉雄,范　军,等.近距离煤层回采巷道合理布置方案[J].煤矿安全,2009,40(9):66-68.
HUANG Yanli,ZHANG Jixiong,FAN Jun,*et al*. Reasonable layout scheme of mining roadway in contiguous coal seams[J].Safety in Coal Mines,2009,40(9):66-68.

[4] 张宏伟,韩　军,海立鑫,等.近距煤层群上行开采技术研究[J].采矿与安全工程学报,2013,30(1):63-67.
ZHANG Hongwei, HAN Jun, HAI Lixin, *et al*. Study on closed multiple-seam in the ascending mining technology[J].Journal of Mining & Safety Engineering,2013,30(1):63-67.

[5] 孙春东,杨本生,刘　超.1.0 m 极近距离煤层联合开采矿压规律[J].煤炭学报,2011,36(9):1423-1428.
SUN Chundong,YANG Bensheng,LIU Chao. Strata behavior regularity of 1.0 m very contiguous seams combined mining[J]. Journal of China Coal Society, 2011,36(9):1423-1428.

[6] 何富连,康庆涛,殷帅峰,等.近距离煤层顶板煤柱集中应力影响机制[J].采矿与安全工程学报,2020,37(6):1077-1083.
HE Fulian,KANG Qintao,YIN Shuaifeng, *et al*. Influence mechanism of concentrated stress on coal roof pillars of close coal seam [J].Journal of Mining & Safety Engineering, 2020,37(6):1077-1083.

[7] 贾尚伟,樊志刚,宋祖光,等.近距离煤层残留煤柱下底板应力分析及回采巷道合理布置[J].煤炭工程,2020,52(10):11-15.
JIA Shangwei,FAN Zhigang,SONG zuguang, Floor stress analysis and mining roadway reasonable layout under residual coal pillar floor in lower seam of continuous coal seams[J].Coal Engineering, 2020,52(10):11-15.

[8] 孟凡林,陈立军.近距离煤层群多重采掘应力演化规律及控制研究[J].采矿技术,2020,20(5):65-72.
MENG Fanlin, CHEN Lijun, Study on stress evolution law and control of multiple mining in close distance coal seam group[J]. Mining Technology,2020,20(5):65-72.

[9] 方新秋,郭敏江,吕志强.近距离煤层群回采巷道失稳机制及其防治[J].岩石力学与工程学报,2009,28(10):2059-2067.
FANG Xinqiu, GUO Minjiang, LYU Zhiqiang, Instability mechanism and prevention of roadway under close-distance seam group mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2009,28(10):2059-2067.

[10] 张百胜. 极近距离煤层开采围岩控制理论及技术研究[D].太原:太原理工大学,2008.
ZHANG Baisheng. Research on surrounding rock control theory and technology of very close coal seam mining[D]. Taiyuan: Taiyuan University of Technology,2008.

[11] 郝嘉伟,宁建国.高家梁煤矿 2-2 中煤层巷道围岩破坏因素敏感性分析研究[J].煤炭工程, 2020,52(12):113-117.
HAO Jiawei, NING Jianguo. Sensitivity analysis of main control factors for surrounding rock failure of 2-2 middle coal seam roadway in Gaojialiang Coal Mine [J]. Coal Engineering, 2020,52(12):113-117.

[12] 郭文兵,刘明举,李化敏,等.多煤层开采采场围岩内部应力光弹力学模拟研究[J].煤炭学报,2001(1):8-12.
GUO Wenbing,LIU Mingju,LI Huamin, *et al*. Photoelastic simulation of internal stress in surrounding rock of multi seam mining stope[J]. Journal of China Coal Society, 2001(1):8-12.

[13] 王永佳. 泰山隆安煤业 11#极近距煤层合理开采方法研究[D].太原:太原理工大学,2018.
WANG Yongjia. Study on reasonable mining method of 11# extremely close coal seam in Long'an coal industry of Taishan [D].Taiyuan:Taiyuan University of Technology,2008.

[14] 袁安营,李　杨.极近距离煤层群重复采动围岩力学特征研究与应用[J].煤炭工程,2019,51(9):112-117.
YUAN Anying,LI Yang. Mechanical characteristics and application of surrounding rock under repeated mining of very close coal seams [J].Coal Engineering, 2019,51(9):112-117.

[15] 彭高友,高明忠,吕有厂,等.深部近距离煤层群采动力学行为探索[J].煤炭学报,2019,44(7):1971-1980.
PENG Gaoyou,GAO Mingzhong,LYU Youchang,*et al*. Investigation on mining mechanics behavior of deep close distance seam group[J]. Journal of China Coal Society, 2019,44(7):1971-1980.

[16] 张向阳,常聚才.上下采空极近距离煤层开采围岩应力及破坏特征研究[J].采矿与安全工程学报,2014,31(4):506-511.

中国煤炭行业知识服务平台 www.chinacaj.net

ZHANG Xiangyang, CHANG Jucai. Stress and failure characteristics of surrounding rock in the extremely close distance coal seams group mining after the upper and lower coal seam mining[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2014, 31(4): 506-511.

[17] 张 剑.极近距煤层下位煤层巷道围岩控制原理及应用[J].煤炭工程,2013,45(8):27-30.
ZHANG Jian. Principle and application of surrounding rock control along gateway in bottom seam of ultra closed seams[J]. Coal Engineering, 2013, 45(8): 27-30.

[18] 范新民. 官地矿近距煤层巷道布置及回采工艺技术措施研究[D].北京:中国矿业大学(北京),2014.
FAN Xinmin. Research on roadway layout and mining technology measures in Guandi Coal Mine[D]. Beijing: China University of mining and Technology -Beijing, 2014.

[19] 赵景礼,刘宝珠.错层位立体化开采负煤柱设计技术及其应用[J].煤炭工程,2017,49(5):1-3,7.
ZHAO Jingli, LIU Baozhu. Negative pillar design technology and its application in stagger arrangement mining method[J]. Coal Engineering, 2017, 49(5): 1-3, 7.

[20] 侯朝炯,马念杰.煤层巷道两帮煤体应力和极限平衡区的探讨[J].煤炭学报,1989(4):21-29.
HOU Chaojiong, MA Nianjie. Discussion on stress and limit equilibrium zone of two sides of coal roadway[J]. Journal of China Coal Society, 1989(4): 21-29.

[21] 王志强,苏 越,苏泽华,等.外错式区段间相邻巷道锚杆联合支护作用机理研究[J].采矿与安全工程学报,2021,38(1):58-67.
WANG Zhiqiang, SU Yue, SU Zehua, *et al*. Mechanism of combined support by bolts for adjacent roadways in the external-staggered split-level panel layout[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2021, 38(1): 58-67.

[22] 王志强,苏 越,苏泽华,等.区段间相邻巷道锚杆-锚索联合支护协调作用机理研究[J].采矿与安全工程学报,2020,37(6):1152-1161.
WANG Zhiqiang, SU Yue, SU Zehua, *et al*. Coordination mechanism of bolt-cable combined support between adjacent roadway sections[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2020, 37(6): 1152-1161.