

近距离煤层相向采掘合理时空关系研究*

蒋邦友¹, 刘建群¹, 刘时麟², 邵光雷², 杜睿民¹

(1. 山东科技大学 能源与矿业工程学院, 山东 青岛市 266590;

2. 新疆昌吉市菏泽腾达矿业有限责任公司, 新疆 昌吉回族自治州 831116)

摘要:为确定近距离煤层相向采掘的合理时空关系,以1503工作面和11002运输顺槽为工程背景,采用理论分析和数值模拟的方法,分析相向采掘过程中工作面的超前支承压力分布规律与背向采掘过程中底板采空区的应力演化规律。理论计算结果表明,1503工作面与11002运输顺槽相向采掘时二者超前支承压力影响范围之和为131.01 m,1503工作面滞后影响距离为59.55 m。数值模拟结果显示,相向采掘过程中1503工作面与11002运输顺槽的最小超前支承压力影响距离为140 m,背向采掘过程中1503工作面的最小滞后影响距离为60 m。理论计算与数值模拟结果基本吻合,根据研究结果提出1503工作面与11002运输顺槽的合理时空关系设计方案,该方案可用于指导工作面安全生产。

关键词:近距离煤层;相向采掘;超前支承压力;时空关系;数值模拟

中图分类号:TD32;TD355 **文献标识码:**A

文章编号:1005-2763(2024)04-0033-07

0 引言

在近距离煤层开采过程中,由于煤层间距较小,相互之间的采动影响无法避免,尤其是上煤层开采对下煤层巷道的应力扰动影响,这使得巷道的矿山压力显现越发明显,矿井开采的安全问题更加突出^[1-4]。因此,上下煤层采掘时空关系的合理设计对保障近距离煤层安全高效开采具有重要意义。

近年来,许多煤炭行业的专家学者针对近距离煤层采掘时空关系的合理设计开展了大量的研究工作。金珠鹏等^[5]研究了多煤层协同开采的围岩应力分布特征,分析得到了煤层群同采之间的相互影响范围和程度。刘晓明等^[6]结合近距离煤层不同层间距的特殊地质条件,探究了上位煤层开采后底板的破坏深度与应力分布规律,确定下位煤层回采巷道的合理位置。潘忠德等^[7]采用FLAC3D数值模拟

手段,分析了上煤层开采对上下煤层顺槽的影响,对比了遗留煤柱下回风顺槽的应力分布,提供了下煤层巷道的合理布置方案。陈向军等^[8]分别通过现场实测和数值模拟,对工作面相向掘进过程中的采动应力分布规律进行研究,得出了工作面相向掘进停掘的合理间距,保证了工作面的安全生产。张文阳^[9]基于现场实测数据,通过分析采掘交锋巷道掘进过程中的应力分布特征,确定了巷道的合理停掘位置。秦忠诚等^[10]通过数值模拟的方法,按照影响程度的不同将动压巷道分为3段,并对动压巷道进行动态分段围岩控制,取得了较好的控制效果。

大多数学者对地质条件简单且煤层倾角较小的近距离煤层有一定研究,然而针对新疆地区的特殊地质条件与较大倾角煤层的近距离煤层采掘时空关系的研究相对较少。因此,本文以腾达煤矿近距离煤层1503工作面与11002运输顺槽为研究对象,综合利用理论分析与数值模拟的方法,探究采掘过程中超前支承压力影响范围与滞后影响范围,确定上下煤层同时采掘的合理时空关系,以期对相似条件下的煤矿采掘接续工作提供指导。

1 工程概况

腾达煤矿可采煤层有两层,自上而下为B₅煤层、B₁₀煤层,两煤层平均倾角为23°,层间距为23 m,属近距离煤层。B₅煤层平均厚度为6.02 m,煤层直接顶以中砂岩为主,厚度在3.57 m左右;直接底以泥岩为主,厚度在7.16 m左右。B₁₀煤层平均厚度为9.19 m,煤层直接顶以泥质粉砂岩和泥岩为主。

本文以两层煤中的工作面为研究对象,1503工作面布置于B₅煤层,南部为1501采空区,平均埋深

* 收稿日期:2023-11-04

基金项目:国家自然科学基金项目(52374129)。

作者简介:蒋邦友(1989—),男,山东邹城人,博士,副教授,主要从事采矿工程与岩石力学方面的研究,E-mail:jiangbangyou123@163.com。

通信作者:刘建群(1999—),男,山东菏泽人,硕士研究生,主要从事矿山压力与岩层控制方面的研究,E-mail:17806266320@163.com。

2.2 滞后影响距离理论计算

根据塑性滑移线理论^[13],底板岩层受支承压力影响形成的破坏区分为主动应力区Ⅰ、过渡区Ⅱ和被动应力区Ⅲ,建立的力学模型如图3所示。

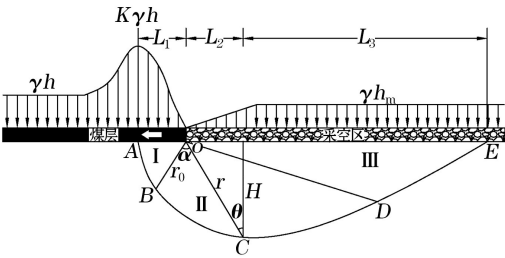


图3 煤层底板塑性破坏力学模型

Fig.3 Plastic failure mechanics model of coal seam floor

1503工作面回采过程中,支承压力沿煤体向底板岩层传递,当该应力超过岩层的承载能力后,底板岩层会沿水平方向产生塑性变形,当超过底板岩层的最大承载能力时,底板岩层将会产生大范围破坏,最后导致底板岩层向采空区移动,产生底鼓^[14-15]。

根据滑移线场理论,底板最大破坏深度 H_{max} 为:

$$H_{max} = \frac{L_{0\alpha} \cos \varphi_d}{2 \cos \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_d}{2} \right)} e^{\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_d}{2} \right) \tan \varphi_d} \quad (4)$$

式中, φ_d 为底板岩层内摩擦角,取 30° 。

底板最大破坏深度与工作面煤壁的水平距离 L_2 为:

$$L_2 = H_{max} \tan \varphi_d \quad (5)$$

采空区下底板破坏范围最大水平距离 L_3 为:

$$L_3 = L_1 \tan \left(\frac{\pi}{2} + \frac{\varphi_d}{2} \right) e^{\frac{\pi}{2} \tan \varphi_d} \quad (6)$$

将表1参数代入式(4)至式(6),可得1503采空区底板最大破坏深度 $H_{max}=13.08\text{ m}$,底板最大破坏深度与工作面煤壁的水平距离 $L_2=4.76\text{ m}$,采空区下底板破坏范围最大水平距离 $L_3=54.79\text{ m}$ 。

因此,计算得出1503工作面的滞后影响距离为59.55 m。

3 近距离煤层合理时空关系模拟研究

3.1 模型建立

依据腾达煤矿的地质条件,采用FLAC3D数值模拟软件,结合现场岩体的物理力学参数,建立三维数值模型,模型尺寸为 $350\text{ m} \times 400\text{ m} \times 220\text{ m}$ (长 $\times$ 宽 $\times$ 高),模型为抵消边界效应的影响,设有50 m的边界煤柱,数值模型如图4所示。

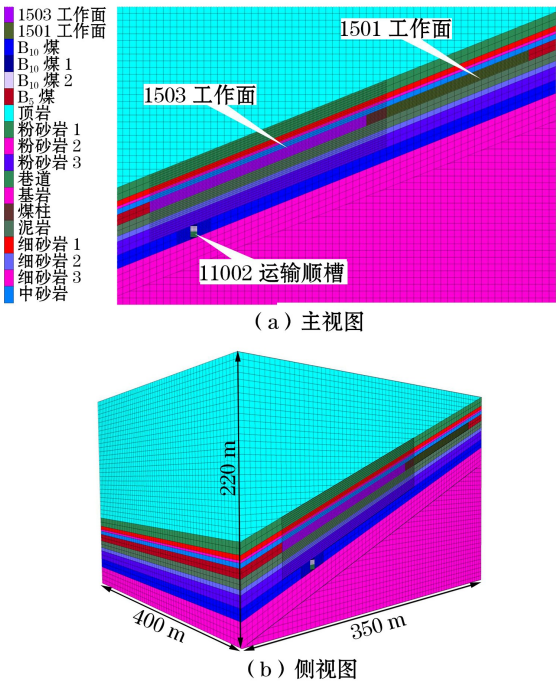


图4 数值模型

Fig.4 Numerical model

该模型上边界为应力边界,下边界及前后左右为位移固定约束边界,模型采用摩尔-库伦本构模型,变形模式采用大变形。上边界施加7.5 MPa荷载以模拟上覆岩体的自重,水平方向的侧应力系数为0.5。各岩层所采用的煤岩层物理力学参数见表3。

表3 岩体物理力学参数

Table 3 Physical and mechanical parameters of rock mass						
岩性	容重/ ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	体积 模量/ GPa	剪切 模量/ GPa	内摩 擦角/ ($^\circ$)	内聚 力/ MPa	抗拉 强度/ MPa
粉砂岩	2256	10.00	7.30	34	12.00	5.30
细砂岩	2200	7.20	7.00	32	7.00	2.70
粉砂岩	2256	10.00	7.30	34	12.00	5.30
中砂岩	2380	12.00	8.30	37	12.00	3.00
B ₅ 煤	1360	2.28	0.74	30	4.00	1.50
泥岩	2650	12.70	10.50	30	8.50	5.30
细砂岩	2200	7.20	7.00	32	7.00	2.70
粉砂岩	2256	10.00	7.30	34	12.00	5.30
B ₁₀ 煤	1340	2.08	0.54	30	6.00	1.83
细砂岩	2200	7.20	7.00	32	7.00	2.70

3.2 模拟方案

为分析工作面超前支承压力分布规律与1503工作面底板应力演化规律,数值模拟方案如下。

首先,初始地应力平衡后,开挖1501工作面,计算至平衡。接着,对1503工作面与11002运输顺槽同时开挖,每次开挖20 m,每开挖一步,计算至平衡,直至工作面距左侧边界125 m处停止开挖。最后,确定合理的相向距离后,单独开挖1503工作面,每次回采5 m,计算平衡后再开挖,直至开挖结束(如图5所示)。

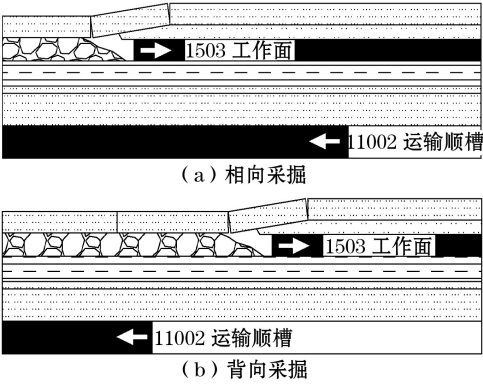


图 5 工作面不同采掘阶段示意
Fig.5 The schematic diagram of different mining stages of working facing

3.3 模拟结果对比分析

3.3.1 工作面超前支承压力分布规律

模拟过程中 1503 工作面与 11002 运输顺槽相向采掘下不同距离的围岩垂直应力分布如图 6 所示。

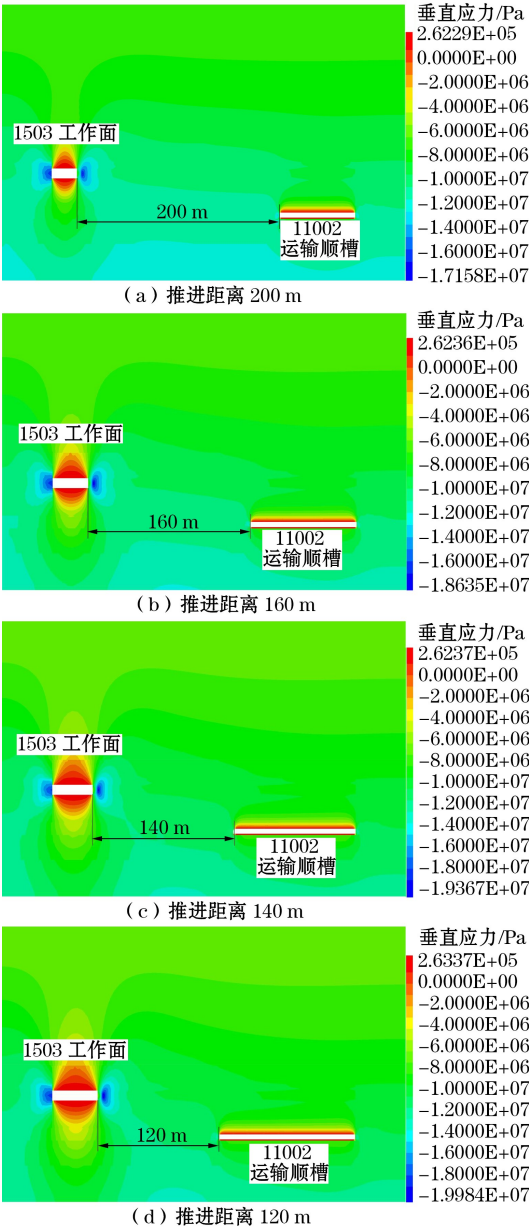


图 6 相向采掘过程中工作面垂直应力云图
Fig.6 Vertical stress nephogram of working face in the process of opposite mining

由图 6 可知,随着工作面的不断推进,围岩应力重新分布,采空区应力形成拱形结构,应力分布呈现明显的对称特征,采空区在工作面两侧煤壁中形成应力集中区,并且应力集中区范围不断扩大。然而在 11002 运输顺槽的掘进过程中,顶、底板形成的应力释放区范围较小,并未出现明显的应力集中现象。

图 7 为相向采掘下两工作面超前支承压力分布曲线。由图 7 可知,工作面在推进过程中,峰值应力不断增大,超前支承应力影响范围不断增加。1503 工作面超前支承压力峰值范围为 17.12~20.46 MPa,距工作面煤壁距离 11.5 m 左右,超前影响范围为 80~100 m;11002 运输顺槽超前支承压力峰值范围为 13.59~14.31 MPa,距巷道迎头距离 5 m 左右,超前支承应力影响范围为 25~40 m。

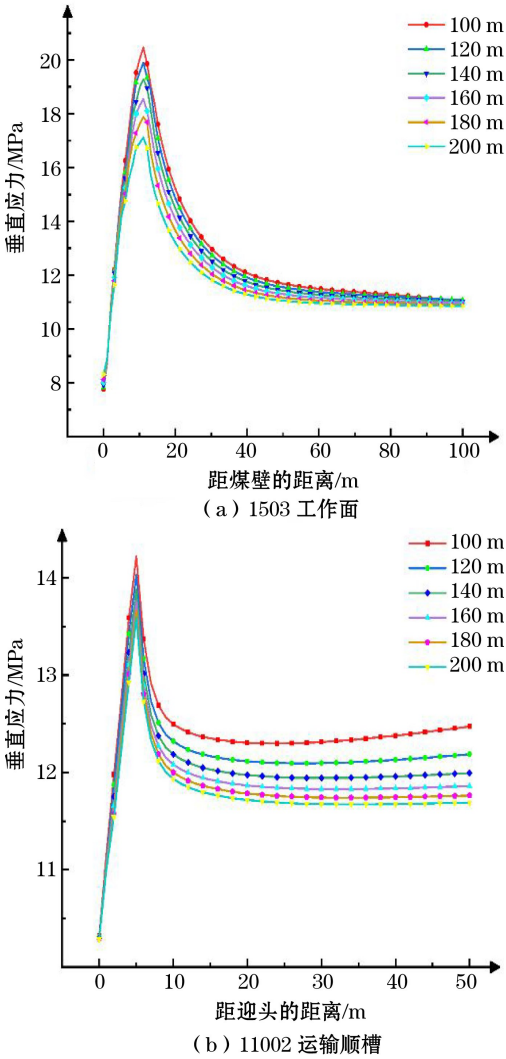


图 7 相向采掘下两工作面超前支承压力分布
Fig.7 Distribution of advance abutment pressure of two working faces under opposite mining

图 8 为近距离煤层 1503 工作面与 11002 运输顺槽相向采掘过程中,11002 运输顺槽围岩峰值应力变化曲线。从图 8 可以看出,随着工作面的不断推进,当 1503 工作面煤壁与 11002 运输顺槽迎头距

离大于 140 m 时,运输顺槽的峰值应力由 13.59 MPa 到 13.82 MPa,增大了 0.23 MPa,应力增长幅度较小;当煤壁与顺槽迎头距离小于 140 m 时,运输顺槽的峰值应力由 13.82 MPa 到 14.32 MPa,增大了 0.50 MPa,应力增长幅度较大。

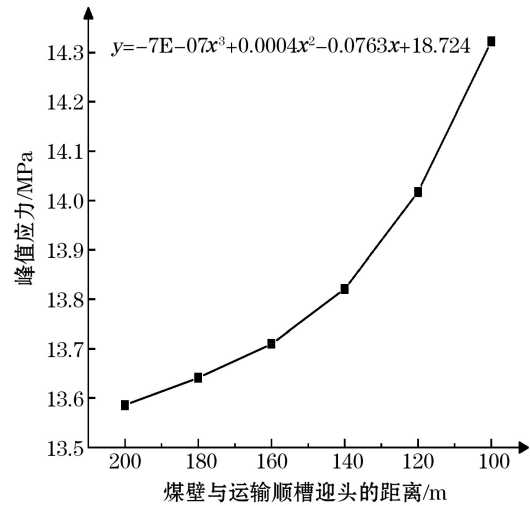


图 8 相向采掘下运输顺槽峰值应力变化曲线

Fig.8 Variation curve of peak stress of transportation trough under opposite mining

综合分析,1503 工作面煤壁与 11002 运输顺槽迎头距离接近 140 m 时,11002 运输顺槽受到的采动影响较为明显,此时运输顺槽应停止掘进。

3.3.2 采空区底板应力演化规律

为确定 11002 运输顺槽重新掘进的合理距离,针对 1503 工作面与 11002 运输顺槽背向采掘过程中采空区底板的应力演化规律进行研究。以 1503 工作面煤壁推进至 11002 运输顺槽迎头上方为初始位置,研究 1503 工作面不同推进距离下的围岩垂直应力分布云图,如图 9 所示。

由图 9 可知,随着 1503 工作面的不断推进,工作面应力分布由单峰结构转为双峰结构,并且由于受到 11002 运输顺槽的影响,工作面前方的应力集中程度不断增强,应力集中区域不断扩大。随着 11002 运输顺槽不断深入 1503 工作面采空区内,岩层间的应力开始迅速降低,并且范围不断扩大。1503 工作面回采期间,11002 运输顺槽围岩峰值应力的变化曲线如图 10 所示。

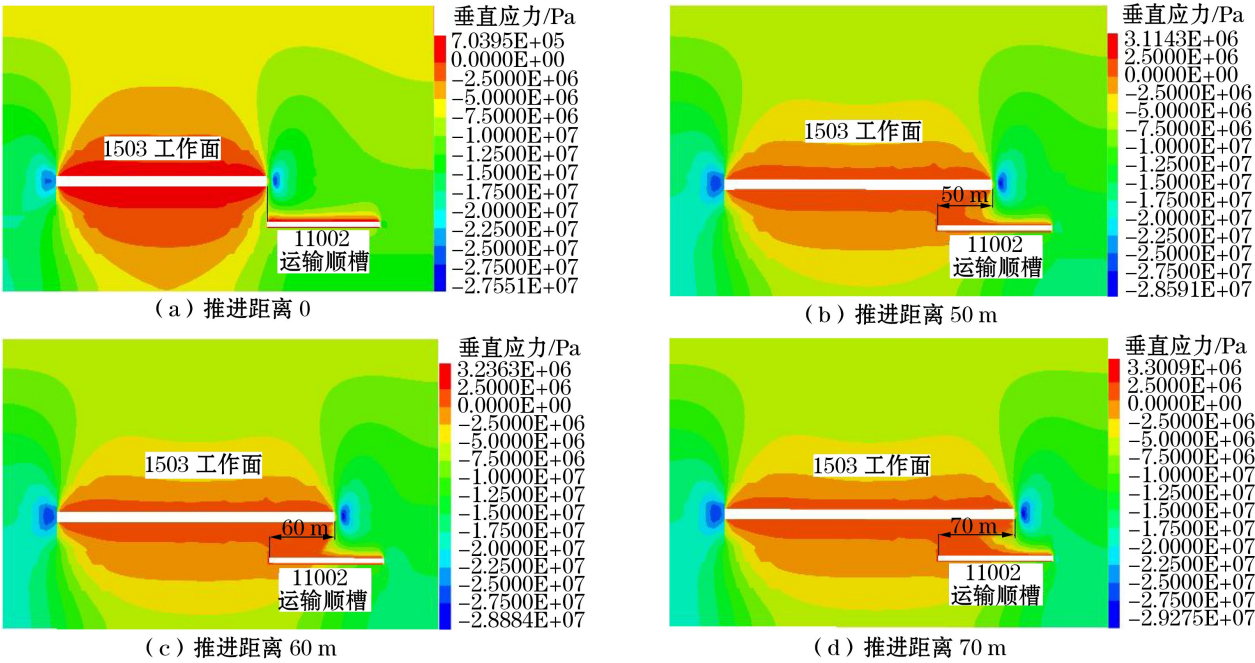


图 9 背向采掘过程中工作面垂直应力云图

Fig.9 Vertical stress nephogram of the working face in the process of backward mining

由图 10 可知,随着 1503 工作面的不断推进,11002 运输顺槽的峰值应力由初始的 9.86 MPa 减小至推进 40 m 的 2.19 MPa,降低了 78%;当继续推进至 60 m 时,峰值应力由 2.19 MPa 减小至 1.70 MPa,降低了 22.4%;当推进距离大于 60 m 后,峰值应力几乎不再发生变化,基本保持稳定。

综上所述,当 1503 工作面煤壁与 11002 运输顺

槽迎头的距离大于 60 m 后,11002 运输顺槽基本不受采动影响,运输顺槽可以重新开始掘进。

4 工程应用

根据数值模拟研究结果,1503 工作面与 11002 运输顺槽的相向采掘距离应控制在 140 m 左右,背向采掘距离应控制在 60 m 左右,此时,两煤层采场

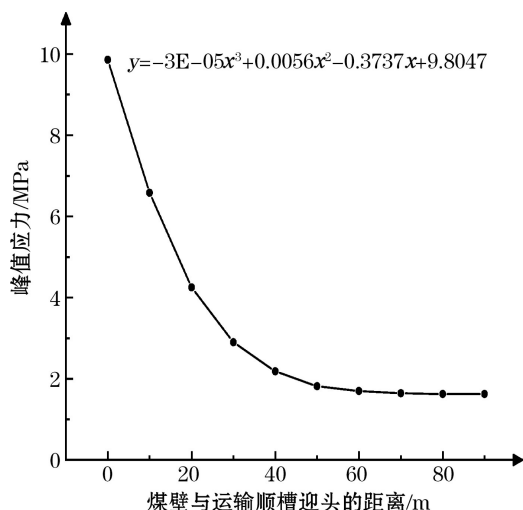


图 10 背向采掘下运输顺槽峰值应力变化曲线

Fig.10 Variation curve of peak stress of transportation trough under backward mining

的相互扰动影响最小,且数值模拟与理论计算的结果基本吻合。

为指导工作面安全生产,以 1503 工作面与 11002 运输顺槽为背景,提出近距离煤层相向采掘过程中合理时空关系的设计方案。具体施工方案如下:1503 工作面回采与 11002 运输顺槽掘进同时进行,当两者距离接近 140 m 时,11002 运输顺槽应停止施工,1503 工作面回采超过 11002 运输顺槽迎头 60 m 后,待 1503 工作面后方底板运动稳定,恢复 11002 运输顺槽的掘进工作,以降低 1503 工作面回采与 11002 运输顺槽掘进之间的影响,确保安全生产。

5 结论

本文以腾达煤矿工程地质条件为背景,通过理论分析和数值模拟,对近距离煤层两工作面相向采掘的合理时空关系进行研究,得出以下结论。

(1) 通过理论推导与计算,近距离煤层 1503 工作面与 11002 运输顺槽相向采掘的超前支承压力影响距离之和为 131.01 m,1503 工作面背向采掘的滞后影响距离为 59.55 m。

(2) 数值模拟结果显示,近距离煤层工作面相向采掘过程中,1503 工作面与 11002 运输顺槽的最小超前支承压力影响距离为 140 m;工作面背向采掘过程中,1503 工作面的最小滞后影响距离为 60 m,11002 运输顺槽可以重新开始掘进工作。

(3) 根据理论分析与数值模拟的研究结果,提

出近距离煤层相向采掘过程中合理时空关系的设计方案,该方案可用于指导工作面安全生产。

参考文献(References):

- [1] 何锦涛.深部巷道群围岩裂隙演化规律及分布特征研究[D].徐州:中国矿业大学,2021.
HE Jintao. Study on the cracks developing and distribution in the surrounding rock of deep roadway group[D]. Xuzhou: China University of Mining & Technology, 2021.
- [2] 王龙飞,常泽超,杨战标,等.深井近距离煤层群采空区下回采巷道联合支护技术[J].采矿与安全工程学报,2018,35(4):686-692.
WANG Longfei, CHANG Zechao, YANG Zhanbiao, et al. Combined support technology of roadway under mined gob of ultra-distance seams in deep mine[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2018, 35(4): 686-692.
- [3] 张忠温,吴吉南,范明建,等.近距离煤层采空区下巷道支护技术研究与应用[J].煤炭工程,2015,47(2):37-40.
ZHANG Zhongwen, WU Jinan, FAN Mingjian, et al. Research on roadway support technology under goaf of close coal seam[J]. Coal Engineering, 2015, 47(2): 37-40.
- [4] 杨科,孔祥勇,陆伟,等.近距离采空区下大倾角厚煤层开采矿压显现规律研究[J].岩石力学与工程学报,2015,34(增刊2):4278-4285.
YANG Ke, KONG Xiangyong, LU Wei, et al. Study of strata pressure behaviors with longwall mining in large inclination and thick coal seam under closed distance mined gob[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics & Engineering, 2015, 34(S2): 4278-4285.
- [5] 金珠鹏,杨增强,刘国栋,等.煤层群开采遗留煤柱效应及跨掘巷道围岩控制研究[J].煤炭科学技术,2022,50(9):1-9.
JIN Zhupeng, YANG Zengqiang, LIU Guodong, et al. Study on effect of residual coal pillar in coal seam group mining and surrounding rock control of cross-excavation roadway[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(9): 1-9.
- [6] 刘晓明,李铁峥,雷学涛,等.近距离煤层变层间距开采下位煤层巷道合理位置研究[J].煤炭工程,2023,55(7):1-6.
LIU Xiaoming, LI Tiezheng, LEI Xuetao, et al. Optimum location for roadway in lower seam of contiguous coal seams with variable spacing in Meihuajing coal mine [J]. Coal Engineering, 2023, 55(7): 1-6.
- [7] 潘忠德,张珂,顾成富,等.近距离煤层采动影响及巷道合理位置研究[J].煤炭技术,2023,42(4):43-47.
PAN Zhongde, ZHANG Ke, GU Chengfu, et al. Study on influence of close distance coal seam mining and reasonable location of roadway[J]. Coal Technology, 2023, 42(4): 43-47.
- [8] 陈向军,王鹏,李建兵.突出煤层相向掘进工作面合理停掘距离研究[J].煤炭科学技术,2015,43(9):7-11.
CHEN Xiangjun, WANG Peng, LI Jianbing. Study on rational stop driving distance between face to face roadway driving faces in outburst coal seam [J]. Coal Science and Technology, 2015, 43(9): 7-11.

- [9] 张文阳.采掘交锋巷道应力分布特征及控制技术研究[J].煤炭工程,2019,51(2):42-44.
ZHANG Wenyang. Research on Stress distribution characteristics and control technology of surrounding rocks in mining-tunneling encounter[J]. Coal Engineering, 2019, 51(2):42-44.
- [10] 秦忠诚,杜金顿,刘佳,等.采掘相向沿空掘巷动态分段围岩控制技术[J].煤矿安全,2016,47(11):155-158.
QIN Zhongcheng, DU Jindun, LIU Jia, et al. Dynamic sectional control technology for surrounding rock in gob-side entry driving with opposite mining direction[J]. Safety in Coal Mines, 2016, 47(11):155-158.
- [11] 朱文庆,郝兵元,刘世涛,等.工作面末采段深孔预裂切顶护巷技术研究[J].煤炭工程,2022,54(5):97-103.
ZHU Wenqing, HAO Bingyuan, LIU Shitao, et al. Deep hole pre-split roof cutting and roadway protection in end mining of working face[J]. Coal Engineering, 2022, 54(5): 97-103.
- [12] 于远祥,柯达,王京滨,等.基于弹性理论的煤帮极限平衡区宽度确定方法探讨[J].煤炭学报,2019,44(11):3340-3348.
YU Yuanxiang, KE Da, WANG Jingbin, et al. Based on the deformation analysis of coal wall discussion on determination method of the limit equilibrium zone width[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(11):3340-3348.
- [13] 段晓博,郭帅,郑文翔,等.极近距离煤层同采工作面底板采动破坏深度研究[J].煤炭技术,2018,37(12):14-17.
DUAN Xiaobo, GUO Shuai, ZHENG Wenxiang, et al. Mining-induced failure depth of floor strata of simultaneously mined face in ultra-close distance coal seams [J]. Coal Technology, 2018, 37(12):14-17.
- [14] 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, et al. 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.
- [15] 杨建华,汪东.近距离煤层群上位煤层开采底板破坏特征分析[J].煤炭科学技术,2017,45(7):7-11.
YANG Jianhua, WANG Dong. Analysis on floor damage characteristic of the upper coal seam mining in contiguous coal seams[J]. Coal Science and Technology, 2017, 45(7):7-11.

Study on Reasonable Space-Time Relationship of Opposite Mining in Close-Distance Coal Seams

JIANG Bangyou¹, LIU Jianqun¹, LIU Shilin², SHAO Guanglei², DU Ruimin¹

(1.College of Energy and Mining Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao, Shandong 266590, China;

2.Xinjiang Changji Heze Tengda Mining Co., Ltd., Changji, Xinjiang 831116, China)

Abstract: In order to determine the reasonable space-time relationship of opposite mining in close-distance coal seams, taking the 1503 working face and 11002 transportation trough as the engineering background, theoretical analysis and numerical simulation were used to analyze the distribution law of the advance abutment pressure of the working face in the process of the opposite mining and the evolution law of the floor stress of the goaf in the process of the backward mining. Theoretical calculation results show that the sum of the influence range of the advance abutment pressure of the 1503 working face and 11002 transportation trough in the opposite mining process is 131.01 m, and the lag influence distance of the 1503 working face is 59.55 m. The numerical simulation results show that the minimum of influence distance of advance abutment pressure between the 1503 working face and the 11002 transportation trough in the opposite mining process is 140 m, and the minimum lag influence distance of the 1503 working face in the backward mining process is 60 m. The theoretical calculation was basically consistent with the numerical simulation results. According to the results, a reasonable space-time relationship between 1503 working face and 11002 transportation trough is proposed to guide the safe production of the face. According to the research results, a reasonable space-time relationship design scheme between 1503 working face and 11002 transport trough was proposed, which can be used to guide the safe production of working face.

Key words: Close-distance coal seams, Opposite mining, Advance abutment pressure, Space-time relationship, Numerical simulation