

近距离煤层群放顶煤开采层间影响研究

席培淇

山西省阳泉荫营煤业有限公司 山西 阳泉 045053

【摘要】：近距离煤层群是我国重要的煤炭资源赋存形式，采用放顶煤开采工艺时，层间岩层受多次采动影响，易出现应力集中、巷道变形等问题，制约开采安全与效率。针对这一现状，结合具体工程地质条件，通过现场实测与数值模拟手段，系统分析近距离煤层群放顶煤开采的层间影响机理，并有针对性地提出安全控制对策。研究发现，煤层间距越小，层间采动应力叠加效应越明显，裂隙发育连通性越强；优化后的工作面错距布置与时序接续方案可有效降低应力集中程度，强化后的支护参数能显著控制巷道变形。相关成果为近距离煤层群安全高效开采提供了理论参考与技术支撑。

【关键词】：近距离煤层群；放顶煤开采；层间影响机理；安全控制；开采参数

DOI:10.12417/2811-0528.25.21.053

1 前言

近距离煤层群在我国煤炭资源中占比颇高，采用放顶煤开采时，层间岩层受多次采动影响，易引发应力集中、巷道变形、瓦斯积聚等问题，严重制约开采效率与安全。当前随着浅部易采资源减少，矿井逐步转向近距离煤层群开采，深入厘清层间影响规律成为保障生产的关键，这也构成了本研究的选题基础。

围绕近距离煤层群开采，学界已形成系列研究成果。丁自伟等（2024）在分析下行开采时发现，底板应力演化与巷道错距存在显著关联，合理错距可有效降低应力集中程度。刘海东等（2024）则针对下层煤回采巷道布置展开研究，通过对比不同布置方式的矿压显现特征，指出错距布置能减少上层煤开采对下层巷道的扰动。

在支护技术方面，高士岗等（2022）结合工程实践提出，近距离煤层开采中回采巷道变形受层间岩性与采动次数共同影响，需根据岩层移动规律优化支护参数。徐博和黄海鹏（2022）的研究进一步表明，下部煤层回采巷道的支护强度需结合上部煤层采空区分布特征确定，强化支护可有效控制巷道变形。毛华晋（2024）通过数值模拟与现场实测，明确了下层煤开采区段煤柱的合理错距范围，为缓解煤柱应力集中提供了依据。

尽管现有研究在开采参数优化等方面取得进展，但针对放顶煤开采条件下层间应力场与裂隙场耦合作用的研究仍较薄弱。本研究旨在弥补这一不足，通过系统分析层间影响机理，提出针对性安全控制对策，为近距离煤层群放顶煤开采提供理论与技术支持。

2 工程地质条件与开采特征

2.1 煤层群赋存条件

研究区域内煤层群呈近水平层状赋存，共含可采煤层5层，自上而下依次编号为1-5号煤层。各煤层沿走向与倾向分布连续，厚度变化较小，整体赋存状态稳定。

（1）煤层间距分布特征。煤层间距是影响层间相互作用的关键参数，直接关系到采动应力的传递路径与影响范围。通过钻孔勘探与井下实测，获得各煤层间距数据如表1所示。由表1可知，1-2号煤层平均间距最小，仅为8.2m，属于极近距离煤层；2-3号与3-4号煤层平均间距分别为15.6m和18.3m，为近距离煤层；4-5号煤层平均间距最大，达23.5m，层间影响相对较弱。同时，各煤层间距沿倾向存在一定变化，浅部间距略大于深部，最大差值约3.2m，这与地层沉积过程中的微地貌差异有关。

表1 煤层间距统计结果

煤层组合	钻孔数量（个）	最小间距（m）	最大间距（m）	平均间距（m）	标准差（m）
1-2号	28	5.7	10.3	8.2	1.1
2-3号	28	12.4	18.9	15.6	1.5
3-4号	28	14.8	21.5	18.3	1.3
4-5号	28	20.1	26.8	23.5	1.4

（2）顶底板岩性组合。煤层顶底板岩性决定了岩层的强

度与稳定性,对采动过程中岩层的破断与移动特征具有重要影响。通过岩芯取样与实验室岩性鉴定,明确各煤层顶底板岩性组合情况如表2所示。1号煤层直接顶为泥岩,厚度2.3-3.5m,抗压强度较低,仅为18-25MPa,易随采随落;基本顶为细砂岩,厚度8.5-11.2m,抗压强度达65-78MPa,完整性较好,可形成稳定的结构。2-4号煤层直接顶多为砂质泥岩,厚度3.1-5.2m,抗压强度22-30MPa,基本顶以中砂岩为主,厚度6.8-9.5m,抗压强度55-68MPa。5号煤层直接顶为粉砂岩,厚度4.2-6.1m,抗压强度35-42MPa,基本顶为粗砂岩,厚度10.2-13.5m,抗压强度80-92MPa。各煤层直接底均为泥岩或砂质泥岩,厚度2.5-4.0m,遇水易软化,抗压强度15-22MPa;基本底为砂岩,厚度5.8-8.2m,抗压强度50-62MPa。

表2 煤层顶底板岩性组合情况

煤层编号	1号	2号	3号	4号	5号
直接顶	泥岩	砂质泥岩	砂质泥岩	砂质泥岩	粉砂岩
厚度(m)	2.3-3.5	3.1-4.2	3.5-5.2	3.2-4.8	4.2-6.1
抗压强度(MPa)	18-25	22-28	25-30	23-27	35-42
基本顶	细砂岩	中砂岩	中砂岩	中砂岩	粗砂岩
厚度(m)	8.5-11.2	6.8-8.3	7.2-9.5	7.0-8.8	10.2-13.5
抗压强度(MPa)	65-78	55-62	58-68	56-65	80-92
直接底	泥岩	砂质泥岩	砂质泥岩	砂质泥岩	泥岩
基本底	细砂岩	中砂岩	中砂岩	中砂岩	粗砂岩

从表2可以看出各煤层顶底板岩性存在明显差异,上部煤层顶底板以强度较低的泥岩、砂质泥岩为主,下部煤层顶底板则以强度较高的砂岩为主。这种岩性组合特征使得上部煤层开采时顶底板易发生变形破坏,而下部煤层开采受顶底板岩性的约束更强,岩层移动范围相对较小。

2.2 放顶煤开采参数

结合研究区域煤层赋存条件与矿井生产实际,确定采用综合机械化放顶煤开采工艺,针对不同煤层的特征设计相应开采

参数。

(1) 工作面布置方式。工作面布置需考虑煤层间距、顶底板条件及现有开采系统的协调性。基于1-5号煤层的赋存特点,采用走向长壁工作面布置方式,工作面长度与推进长度根据煤层厚度与储量分布确定。1号煤层厚度2.8-3.5m,设计工作面长度150m,推进长度1800m;2号煤层厚度3.2-4.0m,工作面长度160m,推进长度2000m;3号煤层厚度3.0-3.8m,工作面长度155m,推进长度1900m;4号煤层厚度2.9-3.6m,工作面长度150m,推进长度1700m;5号煤层厚度3.5-4.2m,工作面长度165m,推进长度2100m。

同时为减少层间采动影响,相邻煤层工作面采用错距布置方式,错距值根据煤层间距确定。对于1-2号极近距离煤层,工作面错距设计为20m;2-3号与3-4号近距离煤层,错距设计为15m;4-5号煤层错距设计为10m。通过这种错距布置,可避免上层煤采空区应力集中区与下层煤工作面直接叠加,降低巷道变形与支架载荷异常的风险。

(2) 采放比设计。采放比是放顶煤开采的核心参数,直接影响煤炭回收率与开采安全性。采放比过大易导致顶煤放出不畅、矸石混入率升高,过小则会降低资源回收率。结合各煤层厚度与顶煤冒放性试验结果,确定各煤层采放比。1号煤层厚度较小,顶煤冒放性较好,采放比设计为1:1.2;2-4号煤层厚度适中,顶煤冒放性中等,采放比设计为1:1.5;5号煤层厚度较大,顶煤冒放性较好,采放比设计为1:1.8。

为验证采放比设计的合理性,通过数值模拟分析不同采放比对顶煤放出率与矸石混入率的影响。结果表明,当1号煤层采放比为1:1.2时,顶煤放出率达85%以上,矸石混入率低于8%;2-4号煤层采放比为1:1.5时,顶煤放出率达82%-86%,矸石混入率控制在10%以内;5号煤层采放比为1:1.8时,顶煤放出率达88%以上,矸石混入率低于12%,均满足矿井生产对资源回收率与煤炭质量的要求。

3 层间影响机理分析

3.1 应力场演化规律

近距离煤层群开采时,层间应力场的演化受多煤层采动叠加作用影响,呈现出复杂的时空分布特征。这种演化直接关联岩层稳定性与巷道支护效果,需结合煤层间距与顶底板岩性特征展开分析。

(1) 采动应力叠加效应。上层煤层开采后,采空区上方形成卸压区,周围则出现应力集中区,该应力会通过层间岩层向下传递。当下层煤层开采时,若工作面与上层煤采空区的相对位置不合理,两层煤的应力集中区易发生叠加。以1-2号极

近距离煤层为例，由于层间间距仅 8.2m，1 号煤层开采形成的应力集中系数达 2.3，当 2 号煤层工作面推进至对应区域时，叠加后的应力集中系数升至 3.1，远超 2 号煤层顶底板的抗压强度，导致顶底板出现剧烈变形。

对于间距较大的 4-5 号煤层，4 号煤层开采的应力经层间岩层传递后逐渐衰减，5 号煤层开采时的应力叠加系数仅为 1.5，对开采的影响相对有限。这种差异表明，煤层间距越小，采动应力的叠加效应越显著，这与丁自伟等（2024）关于近距离煤层应力传递的研究结论一致。

（2）层间岩层破断特征。层间岩层的破断状态取决于其自身强度与采动应力的大小。1 号煤层直接顶为泥岩，强度较低，开采后直接顶随采随落，基本顶在采空区上方形成悬臂梁结构，当悬臂长度达到极限时发生破断，破断块体的回转会对下部 2 号煤层的顶板产生冲击。由于 1-2 号煤层间距小，基本顶破断后会直接作用于 2 号煤层顶板，导致 2 号煤层顶板提前出现裂隙。

2-4 号煤层的层间岩层以砂质泥岩与中砂岩为主，中砂岩强度较高，在采动应力作用下先出现弯曲下沉，当应力超过其抗弯强度时发生拉伸破断，破断后的岩层块体仍能保持一定的完整性，形成砌体梁结构，对下部煤层的冲击相对缓和。5 号煤层上部的粗砂岩基本顶强度大，破断步距长，破断时产生的震动效应较明显，但因与 4 号煤层间距较大，对 4 号煤层开采的直接影响较小。

3.2 裂隙发育连通性

采动过程中岩层的裂隙发育与连通情况，直接关系到瓦斯与水的渗流路径，进而影响开采安全。不同煤层开采引发的裂隙分布存在差异，且受层间影响相互关联。

（1）竖向裂隙扩展监测。通过在层间岩层中布置钻孔窥视仪进行监测发现，1 号煤层开采时，竖向裂隙从顶板向上扩展，最大高度达 10.5m，同时向下延伸至 2 号煤层顶板，延伸深度达 3.2m，导致 1-2 号煤层之间形成贯通裂隙。2 号煤层开采时，受上层裂隙的影响，自身顶板的裂隙发育速度加快，裂隙密度较无上层采动影响时增加 40%，且裂隙的平均长度从 1.2m 增至 2.1m。

3-5 号煤层开采时，由于层间间距相对较大，上层煤层开采引发的竖向裂隙向下延伸的深度有限，下层煤层开采时的裂隙主要集中在自身顶板范围内。监测数据显示，3 号煤层开采的裂隙向下延伸深度仅 1.5m，未与 2 号煤层的裂隙形成贯通，这与层间岩层的强度及间距特征密切相关。

（2）瓦斯/水渗流通道形成。1-2 号煤层间的贯通裂隙为

瓦斯提供了便捷的渗流通道。1 号煤层开采后，采空区积聚的瓦斯会通过竖向裂隙向 2 号煤层工作面运移，导致 2 号煤层工作面瓦斯浓度升高。现场实测显示，2 号煤层工作面瓦斯浓度峰值达 1.2%，较无层间影响时升高 0.5%。同时，层间的裂隙也可能成为水的渗流路径，若层间岩层中存在含水层，水会沿裂隙涌入工作面。

对于 3-5 号煤层，因裂隙未形成贯通，瓦斯与水的渗流通道多局限于单一煤层的开采范围内。但当采动应力叠加导致岩层大范围破断时，可能会形成新的跨层裂隙，进而沟通不同煤层的瓦斯与水源。如 4 号煤层开采时，若与 3 号煤层的应力集中区叠加，可能引发层间岩层的剪切破坏，形成新的渗流通道，这与马文伟等（2021）关于近距离煤层瓦斯运移的研究结果相符。

4 现场实测与数值模拟

为验证近距离煤层群放顶煤开采层间影响机理的分析结果，结合研究区域实际条件开展现场实测与数值模拟工作，通过实测数据与模拟结果的对比，进一步明确层间作用的具体特征。

4.1 矿压显现监测

矿压显现是采动影响的直接表现，通过对支架工作阻力与巷道变形的持续监测，可直观反映层间应力与岩层移动的作用效果。监测范围覆盖 1-5 号煤层各工作面，监测周期自各工作面推进至距上层煤采空区 50m 处开始，直至完全推过对应区域。

（1）支架工作阻力变化。支架工作阻力的波动直接反映顶板载荷的变化，是判断层间应力叠加程度的重要指标。在 1-2 号煤层工作面设置压力传感器，对支架工作阻力进行实时监测，监测结果如表 3 所示。1 号煤层工作面推进时，支架平均工作阻力为 2800kN，最大阻力 3200kN，阻力波动幅度较小，表明单一煤层开采时顶板载荷稳定。2 号煤层工作面推进至距 1 号煤层采空区 30m 时，支架平均工作阻力升至 3100kN；推进至 15m 时，平均阻力达 3600kN，最大阻力 4100kN；完全进入采空区下方时，平均阻力维持在 3500kN 左右，较初始阶段上升 25%。

表 3 1-2 号煤层支架工作阻力监测结果

监测位置 (与上层采空区距离/m)	1 号煤层支架平均阻力 (kN)	2 号煤层支架平均阻力 (kN)	2 号煤层支架最大阻力 (kN)	阻力波动幅度 (%)
50	2800	2850	3300	15
30	2800	3100	3600	16

15	2800	3600	4100	14
0(采空区下方)	2800	3500	4000	12

表3数据显示,2号煤层支架工作阻力随与1号煤层采空区距离的减小呈递增趋势,在采空区正下方达到稳定高值,这与采动应力叠加效应的分析结果一致。而4-5号煤层的监测结果显示,5号煤层支架工作阻力最大增幅仅8%,进一步印证了煤层间距对层间应力传递的影响。

(2)巷道变形量测。巷道变形是层间岩层移动与应力作用的综合结果,选取2号煤层回采巷道与5号煤层回采巷道作为监测对象,采用测杆与收敛仪进行变形量测,监测周期为30d,结果如图1所示。2号煤层巷道在监测初期(1-10d)顶底板移近量日均1.2mm,两帮移近量日均0.8mm;11-20d因受1号煤层采动应力叠加影响,顶底板移近量增至日均2.5mm,两帮移近量增至日均1.8mm;21-30d变形速率略有放缓,但累计顶底板移近量达48mm,两帮移近量达32mm。

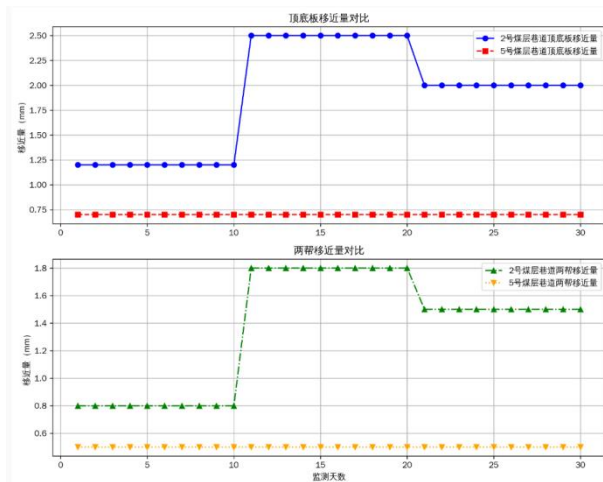


图1 30天监测周期内顶底板移近量和两帮移近量的变化情况

5号煤层巷道在整个监测周期内变形较为平缓,顶底板日均移近量0.7mm,两帮日均移近量0.5mm,30d累计顶底板移近量21mm,两帮移近量15mm,仅为2号煤层巷道变形量的44%与47%。这种差异主要源于层间间距的不同,2号煤层受上层采动影响更直接,巷道围岩所受应力扰动更显著。

4.2 UDEC/FLAC3D 模拟

依托 UDEC 与 FLAC3D 数值模拟软件,构建多煤层开采模型,通过模拟不同煤层开采过程中的应力分布与岩层移动特征,弥补现场实测在空间与时间上的局限性。模拟参数基于前文工程地质条件确定,岩石力学参数取值参考实验室岩样测试结果。

(1)多煤层开采模型构建。采用 FLAC3D 构建三维地质模型,模型尺寸为走向×倾向×垂深=400m×200m×150m,共划分网格单元 85 万个。模型顶部施加均布载荷模拟上覆岩层自重,载荷值按 15MPa 设置;模型底部固定约束,四周施加水平约束。煤层与顶底板岩层均采用 Mohr-Coulomb 本构模型,关键岩层力学参数如表 4 所示。

表4 模型关键岩层力学参数

岩层名称	密度 (kg/m ³)	弹性模量 (GPa)	泊松比	黏聚力 (MPa)	内摩擦角 (°)
泥岩	2400	5.2	0.32	1.8	25
砂质泥岩	2500	8.5	0.30	2.5	28
细砂岩	2600	18.0	0.28	3.5	32
中砂岩	2650	22.0	0.27	4.0	35
粗砂岩	2700	28.0	0.25	5.0	38

模型中 1-5 号煤层厚度与间距按实测数据设置,开采顺序模拟现场实际的下行开采,先开采 1 号煤层,待采空区稳定后(模拟时间 300d)再依次开采 2-5 号煤层,各煤层工作面推进速度按 1.8m/d 设置,每推进 10m 记录一次应力与位移数据。

(2)岩层移动可视化分析。通过 UDEC 软件的位移云图功能实现岩层移动的可视化分析,模拟 1 号煤层开采结束后,采空区上方岩层最大下沉量达 1.2m,下沉范围在采空区两侧 20m 内;2 号煤层开采至 1 号煤层采空区下方时,层间岩层出现明显的二次下沉,2 号煤层顶板最大下沉量增至 1.8m,较单一煤层开采时增加 50%,且下沉范围向两侧扩展至 35m(图 2)。

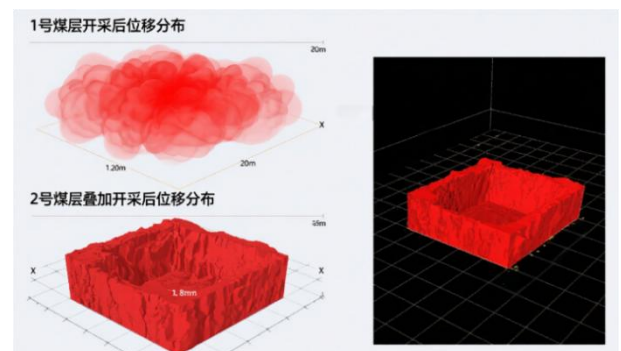


图2 应力分布结果

FLAC3D 模拟的应力分布结果显示, 1 号煤层开采后应力集中区位于采空区两侧 10-15m 处, 集中系数 2.3; 2 号煤层开采时, 与 1 号煤层应力集中区叠加部位的集中系数升至 3.1, 与现场监测的支架工作阻力变化趋势一致。而 4-5 号煤层开采的模拟结果显示, 层间岩层下沉量叠加增幅仅 12%, 应力集中系数叠加后为 1.6, 进一步验证了煤层间距越大层间影响越弱的规律。

将模拟的岩层下沉量与现场实测的巷道变形量对比, 两者误差控制在 10% 以内, 表明构建的数值模型能够准确反映近距离煤层群开采的层间影响特征, 可用于后续安全控制对策的参数优化分析。

5 安全控制对策

结合现场实测与数值模拟揭示的层间影响特征, 针对近距离煤层群放顶煤开采中的应力叠加、巷道变形等问题, 从开采顺序与支护参数两方面提出针对性控制对策, 以实现安全高效开采。

5.1 开采顺序优化

开采顺序与工作面空间、时间关系直接影响层间应力的分布状态, 通过优化错距布置与时序接续参数, 可有效降低应力叠加效应。

(1) 错距布置方案比选。基于不同煤层间距的层间影响规律, 设计三种错距布置方案并通过 FLAC3D 模拟验证效果。方案一为原设计错距 (1-2 号煤层 20m, 2-3 号与 3-4 号煤层 15m, 4-5 号煤层 10m); 方案二将 1-2 号煤层错距增至 25m, 其余煤层保持不变; 方案三将所有煤层错距统一减小 5m。模拟结果显示, 方案二下 2 号煤层支架平均工作阻力降至 3200kN, 较方案一降低 8%, 巷道累计变形量减少至 42mm; 方案三则因错距过小, 2 号煤层支架最大阻力升至 4300kN, 巷道变形量增至 51mm。

综合考虑应力控制效果与开采效率, 确定 1-2 号极近距离煤层采用 25m 错距, 2-3 号与 3-4 号近距离煤层维持 15m 错距, 4-5 号煤层采用 10m 错距。此方案可避免应力集中区直接叠加, 同时保障工作面正常接续。

(2) 时序接续影响评估。上层煤层采空区稳定程度对下层开采影响显著, 通过模拟不同接续时间下的层间应力状态发现, 1 号煤层开采后 30d 内, 采空区顶板仍处于剧烈下沉阶段, 此时开采 2 号煤层会导致应力叠加系数达 3.3; 开采后 60d, 采空区基本稳定, 应力叠加系数降至 3.0; 开采后 90d, 应力叠加系数稳定在 2.8。

结合矿井生产计划, 确定 1-2 号煤层接续间隔不少于 60d,

2-3 号、3-4 号及 4-5 号煤层接续间隔不少于 45d。实际生产中可通过监测采空区顶板下沉速率辅助判断, 当下沉速率降至 0.5mm/d 以下时, 即可启动下层煤层开采准备工作。

5.2 支护参数强化

针对层间采动引发的载荷增大与巷道变形加剧问题, 从液压支架选型与巷道超前支护两方面强化参数设计, 提升支护系统的适应性。

(1) 液压支架选型建议。根据支架工作阻力监测结果, 1 号煤层现有 2800kN 额定阻力支架可满足需求; 2 号煤层因受层间应力叠加影响, 需将支架额定阻力提升至 4500kN, 同时增加支架的初撑力至 3000kN, 以增强对顶板的控制能力。支架立柱缸径需从 230mm 增至 250mm, 底座面积扩大至 1.5m², 避免支架陷入底板。

3-4 号煤层支架额定阻力可保持 3500kN, 但需优化支架的护帮装置, 将护帮板长度增加至 1.2m, 防止煤壁片帮; 5 号煤层支架额定阻力维持 3000kN, 重点检查支架的推移装置, 确保推移千斤顶行程满足开采需求。

(2) 巷道超前支护设计。2 号煤层巷道受层间影响显著, 原采用的单体液压支柱超前支护 (支护距离 20m, 支柱间距 1.0m) 难以控制变形, 需改为液压自移式超前支架。支护距离延长至 30m, 支架额定阻力设为 2000kN, 支护强度提升至 0.8MPa。支架布置采用“一梁三柱”形式, 架间距离 0.8m, 与原支护相比, 巷道顶底板移近量可减少 30%。

3-5 号煤层巷道仍采用单体液压支柱超前支护, 但需将支护距离从 20m 增至 25m, 支柱间距缩小至 0.8m, 同时在巷道两帮增设帮锚, 锚杆直径从 20mm 增至 22mm, 长度从 2.4m 增至 2.8m, 锚固力不低于 180kN, 以增强帮部稳定性。

6 结论

近距离煤层群放顶煤开采的层间影响研究表明, 煤层间距是决定层间作用强度的关键因素, 间距越小, 采动应力叠加效应越显著, 裂隙发育及连通性也越强。通过现场实测掌握了不同煤层条件下支架工作阻力变化与巷道变形规律, 1-2 号极近距离煤层受层间影响最明显, 支架工作阻力增幅达 25%, 巷道累计顶底板移近量达 48mm; 而 4-5 号煤层因间距较大, 支架阻力增幅仅 8%, 巷道变形量显著更小。

借助数值模拟验证了层间应力演化特征及岩层移动趋势, 模拟显示 1-2 号煤层采动应力叠加系数最高达 3.1, 2 号煤层顶板最大下沉量较单一煤层开采增加 50%, 与现场实测数据误差控制在 10% 以内。

提出的安全控制对策具有可行性, 优化后的工作面错距布

置与时序接续方案有效降低了应力集中程度,强化后的支护参数显著控制了巷道变形,为同类煤层开采提供了有效技术路

参考文献:

- [1] 李寿君,李哲,郝嘉伟,等.软岩矿区近距离厚煤层群上行开采可行性研究[J].中国矿业,2021,30(03):76-82.
- [2] 丁自伟,巩欣伟,张杰,等.煤层群下行开采底板应力演化规律与合理巷道错距研究[J].西安科技大学学报,2024,44(02):213-225.
- [3] 高彬,惠博,李军,等.近距离煤层群下行开采过切眼岩层变形机理研究[J].煤炭技术,2023,42(01):59-63.
- [4] 马文伟,付巍,薛彦平.近距离煤层群开采工作面瓦斯涌出量预测方法研究[J].煤炭科学技术,2021,49(07):104-109.
- [5] 刘海东,蒋国庆,张鹏,等.近距离煤层群下层煤回采巷道合理布置方式与错距[J].山西焦煤科技,2024,48(11):19-22+27.
- [6] 高士岗,杨俊哲,高登彦,等.近距离煤层开采回采巷道布置方式及变形规律[J].西安科技大学学报,2022,42(02):191-199.
- [7] 杨艺,李庆元,李化敏,等.基于批量式强化学习的群组放煤智能决策研究[J].煤炭科学技术,2022,50(10):188-197.
- [8] 钱高峰.近距离煤层群定向长钻孔拦截卸压瓦斯抽采技术研究与实践[J].煤炭科技,2023,44(03):98-103.
- [9] 张岱岳,张翔,李鹏.浅埋深近距离煤层群采空区覆岩结构对工作面低氧影响研究[J].煤炭工程,2022,54(12):84-89.
- [10] 李强,吴桂义,孔德中.近距离煤层群重复采动下端冒顶影响因素分析及防治[J].工矿自动化,2021,47(08):41-49.
- [11] 赵帅.基于均压系统结合负压通风治理工作面低氧问题的研究[J].中国煤炭,2024,50(S01):142-147.
- [12] 郭海相.近距离煤层群采空区自然发火指标及防控技术[J].煤矿安全,2022,53(04):74-80.
- [13] 徐博,黄海鹏.近距离煤层群下部煤层回采巷道布置及支护技术研究[J].内蒙古煤炭经济,2022,(03):25-27.
- [14] 陈亮,程志恒,罗欣,等.近距离煤层群多分支水平井井孔对接控压抽采技术[J].煤炭科学技术,2025,53(S1):42-56.
- [15] 李杨,任玉琦,李铁铮,等.近距离煤层群协调开采支架工作阻力计算方法与系统[J].煤炭科学技术,2023,51(07):268-277.
- [16] 李海麟.近距离煤层群下部采面回撤通道支护技术研究[J].矿业装备,2024,(12):10-12.
- [17] 毛华晋.近距离下层煤开采区段煤柱合理错距研究[J].煤炭工程,2024,56(05):24-30.
- [18] 李忠,张慧杰,郝秀明,等.近距离煤层群走向高抽巷层位布置研究[J].中国煤炭,2022,48(01):27-32.
- [19] 高剑峰,顾情悦,解嘉豪,等.近距离煤层群保护层开采卸压效果分析研究[J].煤炭技术,2024,43(12):49-55.
- [20] Yang L, Mingxing L, Haosen W, Cheng L, Weiwei L, Yang T, Jingyi W, et al. Abutment Pressure Distribution for Longwall Face Mining Through Abandoned Roadways[J]. International journal of mining science and technology, 2019, 29(1): 59-64.
- [21] Matthew E. Pierce. Forecasting Vulnerability of Deep Extraction Level Excavations to Draw-Induced Cave Loads[J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 2019, 11(3): 527-534.
- [22] Guorui Feng, Pengfei Wang. Simulation of Recovery of Upper Remnant Coal Pillar While Mining the Ultra-Close Lower Panel Using Longwall Top Coal Caving[J]. International journal of mining science and technology, 2020, 30(1): 55-61.