

倾斜厚煤层开采卸压瓦斯运储区能量耗散结构 时变机理研究

赵鹏翔^{1,2,3,4}, 常泽晨¹, 李树刚^{1,3}, 卓日升¹, 贾永勇⁵, 雷雯⁴, 邵秋冬⁶, 裴文博¹

(1. 西安科技大学 安全科学与工程学院, 陕西 西安 710054; 2. 新疆工程学院 新疆煤炭资源绿色开采教育部重点实验室, 新疆 乌鲁木齐 830023; 3. 西部矿井瓦斯智能抽采工程研究中心, 陕西 西安 710054; 4. 新疆工程学院 新疆煤矿灾害智能防控与应急重点实验室, 新疆 乌鲁木齐 830023; 5. 新疆维吾尔自治区煤炭科学研究所, 新疆 乌鲁木齐 830091; 6. 新疆昌吉市菏泽腾达矿业有限责任公司, 新疆 昌吉 831100)

摘要: 为了确定倾斜厚煤层开采过程中覆岩能量耗散结构影响下的卸压瓦斯运储区产生和演化规律, 针对新疆昌吉市菏泽腾达矿业 B5 井煤层主采工作面, 采用理论研究和物理相似模拟试验探究覆岩裂隙时变规律, 明确卸压瓦斯运储区区域范围, 定义卸压瓦斯运储区覆岩中的能量耗散结构, 确定能量耗散结构种类、形成判据及演化规律, 揭示倾斜厚煤层开采卸压瓦斯运储区能量耗散结构时变机理。结果表明: 采动过程中上覆岩层破断裂隙密度突变点 5.5 条/m 和贯通度突变点 0.57 可将裂隙场划分为瓦斯储集区、瓦斯运移区和压实区; 依据能量积聚形式将覆岩能量耗散结构分为点能量耗散结构和线能量耗散结构, 能量耗散结构形态呈现出“半月”状, 能量耗散结构失稳破坏能量判据计算值和现场微震监测测量值误差小于 9.58%; 现场将钻孔终孔布置在瓦斯运储区中, 平均单孔瓦斯抽采纯量和瓦斯抽采体积分数相较于调控前提升 1.56 倍和 1.96 倍, 上隅角、工作面和回风巷的平均瓦斯体积分数降低至 0.31%, 0.12% 和 0.22%, 瓦斯抽采效果良好。研究结果进一步为倾斜厚煤层卸压瓦斯高效抽采提供一定的理论指导。

关键词: 倾斜厚煤层; 能量耗散结构; 卸压瓦斯运储区; “半月”状; 时变机理

中图分类号: TD 712 **文献标志码:** A **文章编号:** 1000-1964(2025)01-0202-13

Study on time-varying mechanism of energy dissipation structure in depressed-pressure gas transport and storage area of inclined thick coal seam mining

ZHAO Pengxiang^{1,2,3,4}, CHANG Zechen¹, LI Shugang^{1,3}, ZHUO Risheng¹,
JIA Yongyong⁵, LEI Wen⁴, SHAO Qiudong⁶, PEI Wenbo¹

(1. College of Safety Science and Engineering, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an, Shaanxi 710054, China; 2. Xinjiang Key Laboratory of Green Coal Resources, Ministry of Education, Xinjiang Institute of Engineering, Urumqi, Xinjiang 830023, China; 3. Western Mining Gas Intelligent Extraction Engineering Research Centre, Xi'an, Shaanxi 710054, China; 4. Xinjiang Key Laboratory of Coal Mine Disaster Intelligent Prevention and Emergency

收稿日期: 2024-04-16 **修回日期:** 2024-08-15 **DOI:** 10.13247/j.cnki.jcumat.20240150

基金项目: 国家重点研发计划专项项目(2023YFC3009004); 国家自然科学基金面上项目(52174205); 新疆煤炭资源绿色开采教育部重点实验室开放课题项目(KLXGY-KA2404)

通信作者: 赵鹏翔(1987—), 男, 甘肃省兰州市人, 教授, 博士生导师, 工学博士, 主要从事煤层开采多场耦合理论与瓦斯防治技术方面的研究。

E-mail: zhpchs@sina.com **Tel:** 15991663970

引用格式: 赵鹏翔, 常泽晨, 李树刚, 等. 倾斜厚煤层开采卸压瓦斯运储区能量耗散结构时变机理研究[J]. 中国矿业大学学报, 2025, 54(1):202-214.

ZHAO Pengxiang, CHANG Zechen, LI Shugang, et al. Study on time-varying mechanism of energy dissipation structure in depressed-pressure gas transport and storage area of inclined thick coal seam mining[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2025, 54(1):202-214.

Response, Xinjiang Institute of Engineering, Urumqi, Xinjiang 830023, China; 5. Xinjiang Uygur Autonomous Region Coal Science Research Institute, Urumqi, Xinjiang 830091, China; 6. Xinjiang Changji Heze Tengda Mining Co. Ltd., Changji, Xinjiang 831100, China)

Abstract: In order to determine the generation and evolution law of depressurized the gas transport and storage areas under the influence of energy dissipation structure of overlying rock during mining of inclined thick coal seam. Based on the main mining face of B5 # coal seam in Tengda Mining, Heze, Changji, Xinjiang, the time-varying law of overlying rock fissure was investigated by theoretical research and physical similarity simulation experiment. The regional scope of the pressure relief gas transport and storage areas was defined. The energy dissipation structure in overlying rock in the depressurized gas transport and storage areas was defined. The types, formation criteria and evolution rules of energy dissipation structures were determined. And the time-varying mechanism of energy dissipation structures in the depressurized gas transport and storage areas of inclined thick coal seam mining was revealed. The results shown that the abrupt change point of fracture density 5.5 /m and the abrupt change point of penetration degree 0.57 were important parameters in the mining process. These two parameters could be used to divide the fracture field into gas reservoir area, gas migration area and compaction area. According to the energy accumulation form, the energy dissipation structure of overlying rock could be divided into point energy dissipation structure and line energy dissipation structure. The energy dissipation structure had a "half moon" shape. The error between the calculated value of energy dissipation structure instability failure criterion and the measured value of field microseismic monitoring was less than 9.58%. The final drilling hole was arranged in the gas transport and storage areas. The average single-hole gas extraction purity and gas extraction volume fraction increased by 156% and 196% compared with that before regulation. The average gas volume fraction in the upper corner, working face and return air roadway was reduced to 0.31%, 0.12% and 0.22%. The gas extraction effect was good. The research results further provided some theoretical guidance for high efficiency extraction of depressurized gas in inclined thick coal seam.

Key words: inclined thick coal seam; energy dissipation structure; depressurized gas transport and storage area; "half moon" shape; time-varying mechanism

随着我国东部矿产资源日益枯竭,煤炭开采重心逐渐向中西部地区偏移.新疆作为我国中西部重点产煤大省,倾斜厚煤层数量众多^[1-2].倾斜厚煤层相较于易开采煤层,煤炭赋存条件复杂,煤层透气性低,采空区卸压瓦斯运储规律不易辨识,卸压瓦斯抽采钻孔布置位置难以确定,通风系统负担大,极易发生瓦斯灾害^[3-4].导致灾害发生的卸压瓦斯,其运储路径受采动裂隙演化影响,采动裂隙发育受关键岩块制约^[5-7].因此,研究关键岩块对采空区裂隙演化的影响,进而明晰卸压瓦斯运储规律,对倾斜厚煤层的安全开采具有重要意义.

诸多学者对采动裂隙演化和瓦斯运储规律开展了大量研究.文献[8-9]通过掌握采动覆岩裂隙演化特征,反演裂隙空间形态呈“O”形圈.文献[10-11]在“O”形圈理论研究基础上,将裂隙场划

分为“竖三带”和“横四区”.文献[12-14]通过二维物理相似模拟和数值模拟,对覆岩裂隙演化影响因素开展研究,得到卸压瓦斯运移规律与工作面条件和上覆岩层岩性特征关联性大的结论.文献[15-18]分析了采动裂隙发育规律和瓦斯运移、储集范围,确定了钻孔布置最佳位置和抽采设计最佳参数.

采动岩体在外部载荷的作用下能量积聚和耗散并伴随内部裂隙产生和发育,导致岩体损伤破坏和失稳断裂^[19-20].文献[21]对采空区岩体能量变化规律开展数值模拟研究,发现岩体破断是由于能量驱动引起的不稳定现象.文献[22-23]研究了岩体断裂过程中力学、能量和声发射等特征参数演化规律,得到不同材质的岩体能量破断强度.文献[24]分析了煤层采动过程中上覆岩层应力和

能量的变化情况,设计了高承载力拱形顶板结构.文献[25]研究了岩石微观结构,对岩石断裂和损伤时的能量释放规律进行分析,发现岩体能量和声发射特征与岩体属性密切相关.文献[26]采用物理模拟对急倾斜巨厚煤层能量分布及变化特征开展分析,结合数值模拟得到岩体弹性能与水平应力的变化规律.

上述研究主要集中于采动裂隙演化、瓦斯运储和岩体能量耗散规律,而鲜有对影响采空区裂隙发育和卸压瓦斯运储的关键岩块开展研究.因此本文旨在定义采动覆岩中的关键岩块类型和确定关键岩块“破-立”条件,构建关键岩块失稳破坏能量判据,分析关键岩块结构变化的时效特征,掌握关键岩块影响下瓦斯运储时变机理,为倾斜厚煤层卸压瓦斯分域抽采提供一定的理论基础.

1 试验原型及方案设计

1.1 物理相似模拟试验原型

以新疆昌吉市菏泽腾达煤矿 B5 # 煤层某主采工作面为研究原型,煤层厚度为 7.30~7.65 m,平均厚度为 7.50 m,工作面倾角为 20°~25°,平均倾角 23°.煤层结构较简单,局部存在夹矸现象,全区稳定可采,煤层瓦斯含量为 3~4 m³/t,相对瓦斯涌出量为 7.75 m³/t,绝对瓦斯涌出量为 19 m³/min. B5 # 煤层上方岩层以粉砂岩、中砂岩和粗砂岩为主,次为泥岩、中粗砂岩、细中砂岩和细砂岩,煤层及上覆岩层物理力学参数如表 1 所示.由于不同类型的岩层抗压强度、弹性模量及容重等因素的大小均不相同,故岩层破断所需最大能量不同,产生的裂隙大小和方向也不同,导致裂隙内运移的瓦斯路径难以明晰.同时 B5 # 煤层开采过程中瓦斯涌出量较大,极易产生瓦斯灾害.因此,研究岩块破断能量特征,对掌握裂隙演化规律和卸压瓦斯运储空间的运动路径至关重要.

表 1 煤层及上覆岩层物理力学参数
Table 1 Physical and mechanical parameters of coal seam and overlying strat

岩层名称	容重/ (kN·m ⁻³)	弹性模量/ MPa	内摩擦角/ (°)	抗压强度/ MPa	剪胀角/ (°)
煤	13.71	14.70	3.30	13.00	8.20
粉砂岩	15.00	54.00	35.00	59.00	12.00
中砂岩	24.70	50.00	31.20	63.00	10.00
粗砂岩	22.60	9.40	42.00	25.20	5.70
泥岩	23.79	19.80	30.80	20.10	7.80
中粗砂岩	26.90	14.00	30.90	21.63	12.10
细中砂岩	22.90	8.50	22.25	12.33	9.60
细砂岩	25.00	43.00	31.00	65.00	10.30

1.2 物理相似模拟试验方案

选用西安科技大学自主研发的倾角自动调控覆岩裂隙演化物理相似模拟试验台,设计尺寸为 1 200 mm×140 mm×800 mm.试验模型选取河砂作为骨料,石膏和淀粉作为胶结剂,试验模型高度配比如表 2 所示.物理相似模拟试验遵循现场地质条件,依据相似定理^[27]确定相似常数,几何相似比为 1:100,时间相似比为 1:10,容重相似比为 1:1.5,计算方法如式(1~3)所示.

$$a_l = \frac{l_p}{l_m}, \quad (1)$$

$$a_t = \sqrt{a_l}, \quad (2)$$

$$a_r = \frac{\gamma_p}{\gamma_m}, \quad (3)$$

式中: a_l 为几何相似比; l_p 为矿井煤层尺寸,m; l_m 为试验模拟煤层尺寸,m; a_t 为时间相似比; a_r 为容重相似比; γ_p 为上覆岩层材料密度,kg/m³; γ_m 为试验模拟上覆岩层材料密度,kg/m³.

表 2 物理相似模拟试验模型高度配比表
Table 2 Height matching table of physical similarity simulation experimental model

岩性	模型厚/ cm	m(沙子)/ kg	m(石膏)/ kg	m(淀粉)/ kg	m(煤灰)/ kg
粗砂岩	4.5	2.86	0.150	0.210	
泥岩	8.0	2.89	0.100	0.230	
粗砂岩	12.0	2.86	0.150	0.210	
中砂岩	2.0	2.45	0.104	0.245	
粗砂岩	9.0	2.86	0.150	0.210	
粉砂岩	6.0	2.86	0.080	0.280	
B1 # 煤层	2.0	1.44	0.080	0.220	1.44
粉砂岩	28.0	2.86	0.080	0.280	
B5 # 煤层	6.5	1.44	0.080	0.220	1.44
粗砂岩	2.0	2.86	0.150	0.210	

具体试验过程如下:

1)模型搭建.依据表 1 煤层及上覆岩层物理力学参数和表 2 物理相似模拟试验模型高度配比表,将对应比例的骨料、胶结剂和水搅拌混合逐层搭建,层间添加云母片确保岩层层理结构和分层效果.

2)试验预处理.待模型自然风干后对煤层和岩层着色处理,水平和垂直处依次间隔 100 mm 布置位移测点,并在模型上方添加均匀载荷 8.73×10^{-2} MPa,确保符合岩层受力特性,载荷计算方法如下式所示:

$$\sigma_v = \gamma H = 8.73 \times 10^{-2} \text{ MPa}, \quad (4)$$

式中: σ_v 为模型上方的应力载荷,MPa; γ 为上覆

岩层平均容重, kN/m^3 ; H 为模型的埋深, m .

3) 试验煤层开采设计. 为减小边界效应影响, 在模型两侧预留长度为 100 mm 的煤柱. 为符合 B5 # 煤层主采工作面的实际开采情况, 以 20 mm, 30 mm 的开采距离交替推进, 每次推进过程中间隔 5~10 min 确保裂隙充分发育, 避免来压步距与工作面现场来压步距存在较大偏差.

4) 数据监测与处理. 试验过程中记录位移测点移动轨迹、裂隙长度和发育高度等变化情况, 采集不同推进距离下的模型图片, 为深入分析卸压瓦斯运储区受关键岩块的影响提供基础.

2 卸压瓦斯运储区时变特征

2.1 卸压瓦斯运储区破断裂隙密度时变特征

随着采煤工作面的推进, 煤层采场立体空间内, 人工扰动打破了岩层原有的应力平衡状态, 导

致岩层弯曲和岩体破断垮落, 期间形成的破断裂隙是卸压瓦斯升浮和扩散的主要路径. 为量化计算采空区破断裂隙密度, 以开切眼为原点, 工作面推进方向为延伸方向, 垂直于煤层底板每 10 m 为一个统计单元, 计算不同推进距离下的各个单元内所有破断裂隙数量与单元宽度的比值, 作为该单元内的破断裂隙密度, 破断裂隙密度时变特征如图 1 所示.

随着推进时间增大, 工作面推进距离持续增加, 裂隙沿工作面推进方向演化. 不同时段下破断裂隙密度空间上沿煤层开采方向迅速上升至 10.00 条/m, 随后快速下降至 5.50 条/m, 在一定距离内持续稳定在 5.50~3.91 条/m 之间. 随后破断裂隙密度由 5.50 条/m 上升至 10.90 条/m 后快速下降, 其中破断裂隙密度 5.50 条/m 为波动和稳定阶段的突变点.

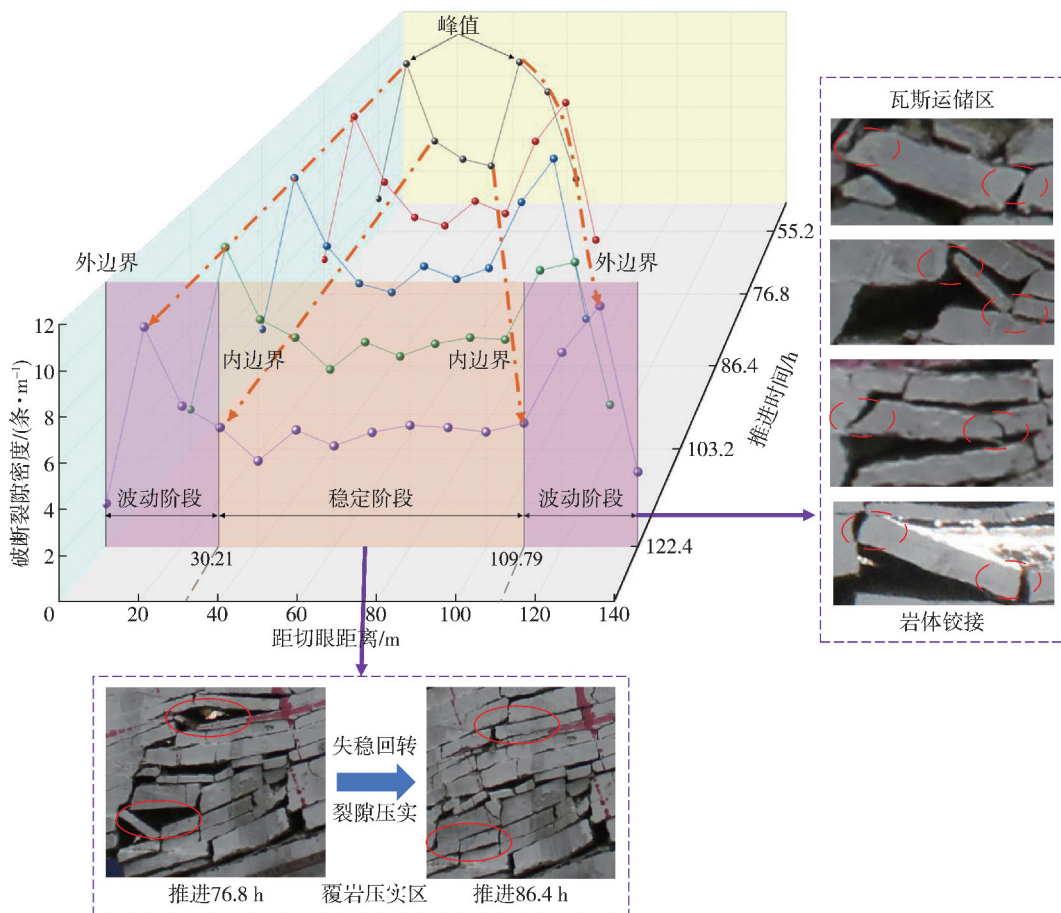


图 1 破断裂隙密度时变特征

Fig. 1 Time-varying characteristics of fracture density

破断裂隙密度稳定阶段区域范围内, 受开采影响铰接梁失稳回转, 铰接梁上方岩体迅速垮落, 对下方岩体挤压, 导致岩体间部分裂隙迅速闭合, 区域内破断裂隙密度变小. 此时岩体稳定性较强, 将该阶段对应区域称为覆岩压实区, 如图 1 下侧图

所示. 破断裂隙密度波动阶段区域范围内断裂岩体相互铰接, 为卸压瓦斯运储提供空间, 区域整体破断裂隙密度大, 如图 1 右侧图所示; 此时岩体稳定性较差, 将该阶段对应区域称为卸压瓦斯运储区. 卸压瓦斯运储区在不同时段内破断裂隙密度

均存在峰值,并随推进时间延长持续上升,推进时间由 55.2 h 延长至 122.4 h 时,破断裂隙密度峰值由 9.95 条/m 上升至 10.90 条/m. 随推进时间延长,破断裂隙发育范围变广,卸压瓦斯运储路径增多,卸压瓦斯运储区域宽度由 21.37 m 增加至 30.21 m.

2.2 卸压瓦斯运储区贯通度时变特征

卸压瓦斯受气体压力的作用在岩体破裂处运移,岩体破裂程度可以用贯通度加以描述,故贯通度也能诠释卸压瓦斯在裂隙中运移和储集能力的强弱. 为量化研究裂隙场贯通度,平行于煤层底板逐层计算上覆岩层破断裂隙发育长度和岩层厚

度的比值. 贯通度计算公式如式(5)^[28]所示.

$$P_i = \frac{L_i}{T_i}, \quad (5)$$

式中: P_i 为上覆岩层第 i 层的贯通度; L_i 为第 i 层岩层中破断裂隙的发育长度, m; T_i 为第 i 层岩层厚度, m.

裂隙场贯通度时变特征如图 2 所示,由该图可见,推进时间越长,裂隙发育高度越高,最高可达到 68 m. 同时距煤层底板距离增加裂隙贯通度减小,不同周期来压贯通度缓慢减小至 0.57 时,出现断崖式迅速下降. 因此,将贯通度分为缓慢下降阶段和快速下降阶段.

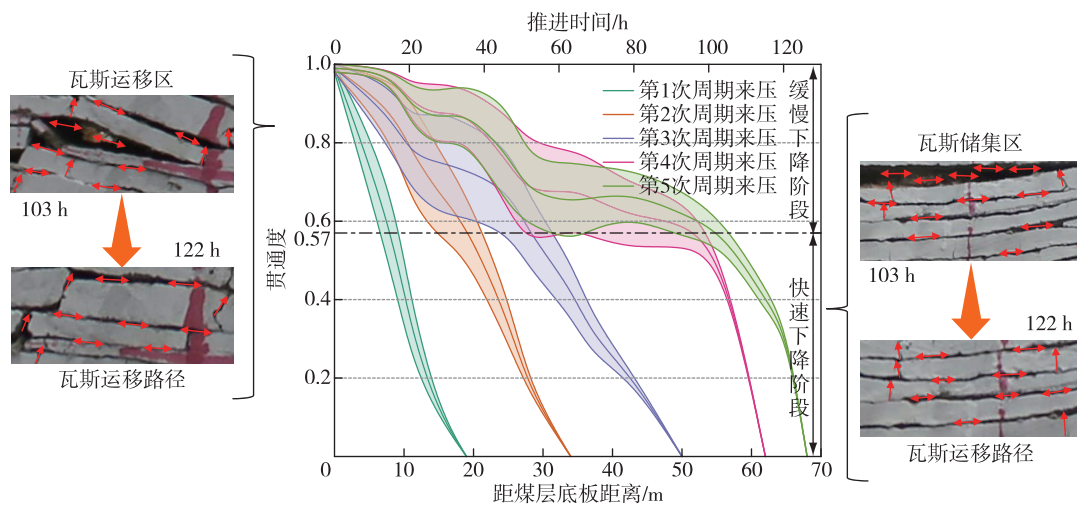


图 2 贯通度时变特征

Fig. 2 Time-varying characteristics of penetration degree

贯通度为 1.00~0.57 时属于缓慢下降阶段,贯通度下降速率从第 1 次周期来压的 0.0215 h^{-1} 减小至第 5 次周期来压的 0.0041 h^{-1} ,该阶段内岩体断裂垮落程度大,破碎状堆积混乱,岩体渗透率显著增加,卸压瓦斯在区域内充分运移,将该阶段对应区域称为瓦斯运移区,如图 2 左侧图形所示. 贯通度在 0.57~0.10 时属于快速下降阶段,贯通度下降速率保持在 $0.0051 \sim 0.0331 \text{ h}^{-1}$ 之间,该阶段岩体下沉趋势小,岩体内仅有少量纵向破断裂隙,瓦斯纵向运移受阻,容易储集在横向离层裂隙内,将该阶段对应区域称为瓦斯储集区,如图 2 右侧图形所示. 同时随推进时间增加,采空区裂隙发育高度持续上升,瓦斯运移区域高度由 8.3 m 增加至 56.0 m,瓦斯储集区域高度由 19.0 m 增加至 68.0 m,卸压瓦斯运储区域范围均扩大.

2.3 卸压瓦斯运储区形态特征

通过物理相似模拟试验对破断裂隙密度和岩体贯通度的研究发现,随着工作面的推进,采场破断裂隙密度和岩体贯通度持续变化,以破断裂隙

密度时变过程中的突变点 5.5 条/m 作为压实区和卸压瓦斯运储区的边界条件,以岩体贯通度时变过程中的突变点 0.57 作为瓦斯运移区和瓦斯储集区的边界条件,构建卸压瓦斯运储区空间形态模型,卸压瓦斯运储区时变演化示意如图 3 所示. 图 3 中, X 为煤层走向, Y 为煤层倾向, Z 为上覆岩层发育高度.

建立卸压瓦斯运储区数学控制模型^[15],如式(6)所示:

$$\begin{cases} \left(\frac{2\sin\theta_1 X}{Q_3} \right)^2 - \frac{vt}{4} + 1 + \frac{(Y-F)^2}{(L-F)^2} = \frac{Q_1 - Z}{Q_1 K_{c1}}, \\ \left(\frac{X}{2} - vt + A_1 - A_2 \right)^2 + \frac{(Y-F)^2}{(F-B)^2} = \frac{Q_2 - Z}{Q_2 K_{c2}}, \\ \left(\frac{Q_3}{\sin\theta_1} - A_1 - A_2 \right)^2 \end{cases} \quad (6)$$

式中: θ_1 为煤层倾角, ($^\circ$); Q_1 为卸压瓦斯运储区内边界的高度, m; Q_2 为卸压瓦斯运储区外边界的高度, m; Q_3 为开切眼与工作面的水平高度差, m; v

为工作面推进速度, m/d ; t 为工作面推进时间, d ; F 为 Q_1, Q_2 到进风顺槽的距离, m ; L 为工作面宽度, m ; K_{C1}, K_{C2} 分别为卸压瓦斯运储区内、外边界包含下的岩层破断碎胀系数; A_1, A_2 分别为开切眼、工作面侧卸压瓦斯运储区的宽度, m ; B 为工作面进风巷处瓦斯运储区的宽度, m .

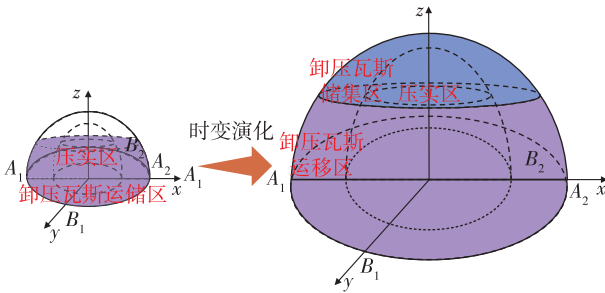


图 3 卸压瓦斯运储区时变演化示意

Fig. 3 Time-varying evolution diagram of pressure relief gas transport and storage area

3 卸压瓦斯运储区能量耗散结构时变机理

3.1 采动覆岩中能量耗散结构定义

受采动影响的上覆岩层关键岩块发生能量积聚和耗散现象. 在采动初始阶段和采动终止阶段, 关键岩块所承载的能量均小于开采过程中所承载的能量, 且关键岩块各处均处于能量平衡的稳态, 此时的关键岩块遵循能量最低原理.

煤层采动打破了关键岩块初始能量最低状

态, 关键层或坚硬岩层内部的关键岩块受四周岩层挤压, 能量大量积聚, 导致关键岩块内部孕育出新生微小裂隙并持续拓展, 微小裂隙相互交汇贯通, 汇聚形成宏观裂隙. 当持续积聚的能量超过关键岩块所能承载的最大能量时, 关键岩块内部结构发生改变, 产生损伤破坏和失稳断裂, 并迅速释放积聚的能量, 关键岩块新的能量最低状态出现. 能量的“积聚-耗散”和结构的“平衡-失稳-平衡”周期性变化完成. 此过程中关键层或坚硬岩层内部能量积聚和耗散的关键岩块, 称为能量耗散结构, 该结构对覆岩裂隙场整体或局部的岩层破断和岩体垮落起重要作用, 是影响卸压瓦斯运储区域变化的主要因素.

3.2 覆岩能量耗散结构类型及判据

煤层开采过程中上覆岩体两端拉伸破坏至断裂, 破断岩块在平行于煤层开采方向的岩体两端挤压下, 回转铰接形成“堆砌铰接结构”, 能量以点接触形式在铰接处汇聚与耗散, 该结构称为点能量耗散结构, 如图 4a 所示. 关键层或坚硬岩层内部岩体, 受四周岩体压力作用, 能量以线接触形式汇聚与耗散, 该结构称为线能量耗散结构, 如图 4b 所示. 裂隙场中线能量耗散结构和点能量耗散结构往往同时存在, 在能量聚集过程中线能量耗散结构受点能量耗散结构分担能量, 出现重叠影响范围, 形成能量耗散群, 能量共同集聚和耗散.

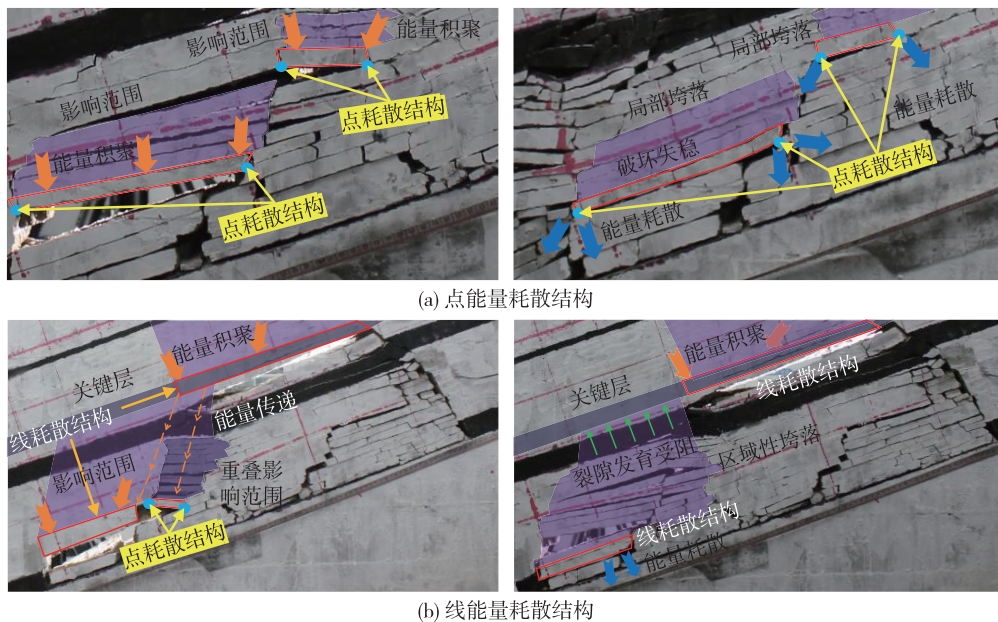


图 4 覆岩能量耗散结构类型

Fig. 4 Energy dissipation structure type of overlying rock

岩体破断可简化为梁式破断, 为明晰能量耗散结构破断规律, 基于胡克定律和砌体梁结构关键块理论^[29-30], 分别建立不同类型能量耗散结构

能量破断模型. 其中倾斜厚煤层点能量耗散结构力学模型如图 5 和式(7~9)所示, 线能量耗散结构力学模型如图 6 和式(10)所示.

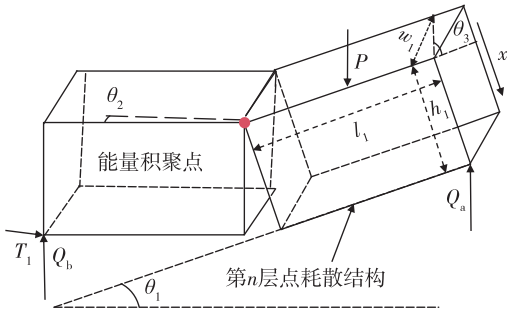


图5 倾斜厚煤层点能量耗散结构力学模型
Fig. 5 Mechanical model of point energy dissipation structure of inclined thick coal seam

$$P = Q_a + Q_b, \quad (7)$$

$$Q_a = \frac{4i - 3\sin\theta_1}{4i + 2\sin\theta_1(\cos\theta_1 - 2)} P, \quad (8)$$

$$Q_b = T_1 \sin\theta_2, \quad (9)$$

式中： P 为点能量耗散结构承载应力， N ； Q_a 为右端未断裂岩层的剪切力， N ； Q_b 为左端断裂岩层的剪切力， N ； θ_2 为点能量耗散结构左端岩层转角， $(^\circ)$ ； T_1 为左端断裂岩层支撑力， N ； i 为点能量耗散结构高度和长度比值，即 $i = \frac{h_1}{l_1}$ ； h_1 为点能量耗散结构高度， m ； l_1 为点能量耗散结构长度， m 。

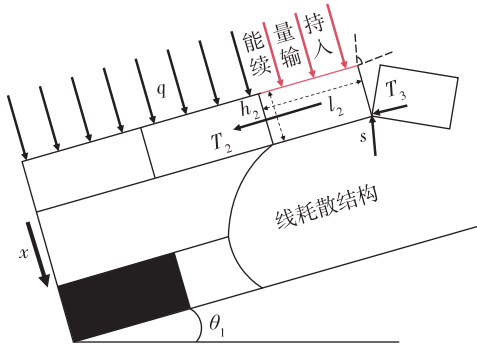


图6 倾斜厚煤层线能量耗散结构力学模型
Fig. 6 Mechanical model of energy dissipation structure of inclined thick coal seam line

$$l_2 = \frac{\sqrt{s^2 + (T_2 + T_3)(q + k \cos\theta_1)} - s}{(q + k \cos\theta_1)}, \quad (10)$$

式中： l_2 为线能量耗散结构长度， m ； T_2 为左端岩体约束力， N ； q 为上覆岩层均布载荷， N/m^2 ； k 为能量耗散结构重力 G 与长度 l_2 的比值，即 $k = \frac{G}{l_2}$ ， N/m ； s 和 T_3 分别为右端岩体剪切力和水平力， N 。

倾斜厚煤层周期来压发生前，弯曲变形为点能量耗散结构和线能量耗散结构的主要表现形式，在空间上能量耗散结构受多方向应力作用，致

使其形变为“半月”状。能量耗散结构承载应力和最大弯曲正应力之间的关系为能量耗散结构是否破断的主导因素，即当承载应力超过最大弯曲正应力，能量耗散结构发生破断，为方便计算，建立直角坐标系，如图7所示。能量耗散结构失稳破断条件如式(11)所示。

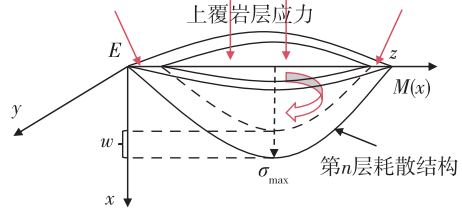


图7 倾斜厚煤层覆岩耗散结构破断条件
Fig. 7 Fracture condition of overburden dissipative structure in inclined thick coal seam

$$\begin{aligned} \sigma > \sigma_{\max} &= \frac{1}{2} \frac{M(x)}{\sum_{u=1}^n E_u I_u} E h_n \\ &= \frac{P - \rho h_n w_n G \sin\theta_3}{w_n} + \\ &\quad \frac{6 T_n h_n \cos\theta_2 + 3 \rho w_n h_n^2 G \cos\theta_3}{w_n^2}, \end{aligned} \quad (11)$$

式中： σ 为能量耗散结构所受应力， Pa ； σ_{\max} 为能量耗散结构所能承载最大应力， Pa ； $M(x)$ 为能量耗散结构弯矩， $N \cdot m$ ； E 为能量耗散结构所处岩层弹性模量， Pa ； I 为能量耗散结构所处岩层的惯性矩， $N \cdot m$ ； h_n 为能量耗散结构高度， m ； ρ 为能量耗散结构密度， kg/m^3 ； w_n 为能量耗散结构厚度，点能量耗散结构厚度为 w_1 ，线能量耗散结构厚度为 w_2 ， m ； G 为能量耗散结构重力， N ； θ_3 为能量耗散结构受岩层的剪切力方向与自身长边方向的外夹角， $(^\circ)$ ； T_n 为能量耗散结构沿煤层开采方向约束力，点能量耗散结构为 T_1 ，线能量耗散结构为 $(T_2 + T_3)$ ， N 。

假设能量耗散结构在平面内受力相同，则结构挠度 d 和 x 存在关系函数^[31]，其中能量耗散结构弯矩如式(12)所示，解微分方程得式(13)。

$$\begin{aligned} M(x) &= \left(-D \frac{\partial^2 d}{\partial x^2} \right) = \\ &= -T_n \cos\theta_1 (h_n - x) - \frac{1}{2} d w_n \rho G \cos\theta_3 (h_n - x)^2, \end{aligned} \quad (12)$$

$$\begin{aligned} d &= \frac{h_n^2 w_n \rho G \cos\theta_3 + 2 h_n T_n \cos\theta_1}{4D} x^2 + \\ &= \frac{w_n \rho G \cos\theta_3}{24D} x^4 - \frac{T_n \cos\theta_1 + h_n w_n \rho G \cos\theta_3}{6D} x^3, \end{aligned} \quad (13)$$

$$D = E \in^3 / 12(1 - \mu^2), \quad (14)$$

$$\in = \frac{P + \rho(h_n - x)w_n(-G)\sin\theta_3}{Ew_n}, \quad (15)$$

式中： d 为能量耗散结构挠度，mm； μ 为耗散结构泊松比。能量耗散结构破断过程中，沿 x 方向的位移 r 与 x 间也存在函数关系，如式(16)所示。

$$\frac{\partial r}{\partial x} = \frac{P - w_n \rho G (h_n - x) \sin\theta_3}{Ew_n}. \quad (16)$$

解微分方程得式(17)：

$$r = \frac{\rho G \sin\theta_3}{2E} x^2 - \frac{h_n \rho G \sin\theta_3 - P}{E} x. \quad (17)$$

假设能量耗散结构为线弹性，所载荷荷与耗

$$C_p > C_{p,max} = \frac{2h^3_1 l_1 w^2_1 \rho^2 G^2 \sin^2 \theta_3 + 6h^2_1 l_1 w^2_1 \rho^2 G^2 P \sin \theta_3 + 6h_1 l_1 P^2}{6Ew_n} + \frac{15h^4_1 l_1 w_1 \rho G T_1 \cos \theta_1 \cos \theta_3 + 20h^3_1 l_1 T^2_1 \cos^2 \theta_1 + 3h^5_1 l_1 w^2_1 \rho^2 G^2 \cos^2 \theta_3}{60E \in^3 / 12(1 - \mu^2)}, \quad (19)$$

$$C_l > C_{l,max} = \frac{2h^3_2 l_2 w^2_2 \rho^2 G^2 \sin^2 \theta_3 + 6h^2_2 l_2 w^2_2 \rho^2 G^2 P \sin \theta_3 + 6h_2 l_2 P^2}{6Ew_n} + \frac{15h^4_2 l_2 w_2 \rho G (T_2 + T_3) \cos \theta_1 \cos \theta_3 + 20h^3_2 l_2 (T_2 + T_3) 2 \cos^2 \theta_1 + 3h^5_2 l_2 w^2_2 \rho^2 G 2 \cos^2 \theta_3}{60E \in^3 / 12(1 - \mu^2)}, \quad (20)$$

式中： C_p, C_l 分别为点能量耗散结构和线能量耗散结构积聚能量，J； $C_{p,max}, C_{l,max}$ 分别为点能量耗散结构与线能量耗散结构所承载最大能量，J。

3.3 能量耗散结构影响瓦斯运储区时变特征

卸压瓦斯能否在覆岩中运储，取决于破断裂隙及离层裂隙在同一空间中各自的密度，而二者

散结构形变呈线性关系，基于式(7~11)，结合矿山压力与岩层控制理论和岩体能量损伤理论^[32-33]，求出能量耗散结构积聚能量 C ，如式(18)所示。

$$C = \frac{1}{2} T_n \cos \theta_1 l_n E_{x=h_n} + \int_0^{h_n} \frac{1}{2} d \rho w_n l_n G \cos \theta_3 dx + \frac{1}{2} P l_n r_{x=h_n} + \int_0^{h_n} \frac{1}{2} r \rho w_n l_n G \sin \theta_3 dx. \quad (18)$$

将式(13)和式(17)代入式(18)中，得出能量耗散结构失稳破坏能量判据，其中点能量耗散结构失稳破坏能量判据如式(19)所示，线能量耗散结构失稳破坏能量判据如式(20)所示。

的密度变化又由能量耗散结构的稳定性决定。如图 8 所示，能量耗散结构破断前采空区断裂岩体相互较接，导致卸压瓦斯流动受阻，能量耗散结构破断后较接岩体失稳回转或断裂，破断裂隙纵向发育，新能量耗散结构产生。

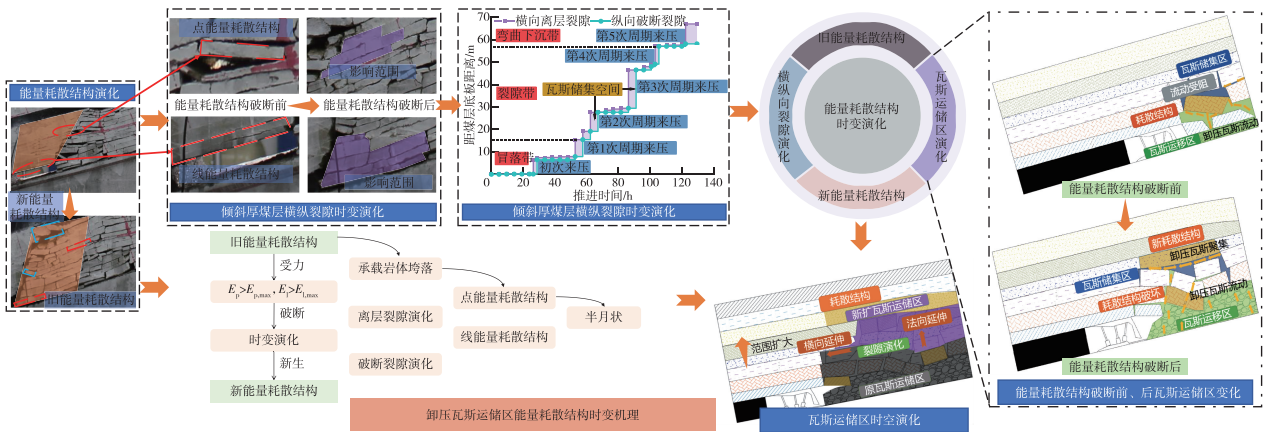


图 8 倾斜厚煤层能量耗散结构影响下卸压瓦斯运储区时变特征

Fig. 8 Time-varying characteristics of gas transport and storage area under the influence of energy dissipation structure of inclined thick coal seam

能量耗散结构破断后呈现出平行于煤层顶板的横向延伸和垂直于煤层底板的法向延伸，导致离层裂隙和破断裂隙的密度及发育高度随推进时间增加持续演变，卸压瓦斯运储区范围不断扩大。当推进时间至 26.4 h 时，能量耗散结构破断，裂隙场发生初次来压，横向离层裂隙高度增加 6.17 m，纵向破断

裂隙高度增加 6.37 m。随着推进时间增长，纵向破断裂隙发育高度由初次周期来压的 6.49 m 上升至 58.12 m，横向离层裂隙发育高度由初次周期来压的 7.45 m 上升至 68.00 m，二者在不同时段下发育高度的差值为瓦斯储集提供空间。推进时间从 26.4 h 增长至 120.0 h，横纵裂隙高度差值由 6.37 m 上升

至 9.88 m,证明能量耗散结构破断导致瓦斯储集范围随推进时间增长持续扩大.

4 工程应用

4.1 能量监测与分析

上覆岩层受力破断过程中,释放的弹性波沿四周煤岩体介质进行传播,弹性波能被微震

监测系统识别,并记录为微震事件.为验证能量耗散结构失稳破坏判据的有效性,根据工作面的实际地质条件和开采速度等,在工作面合理布置 Y TZ-3 型微震监测系统,分析岩体破坏能量演化趋势,工作面微震传感器布置及事件分布如图 9 所示.

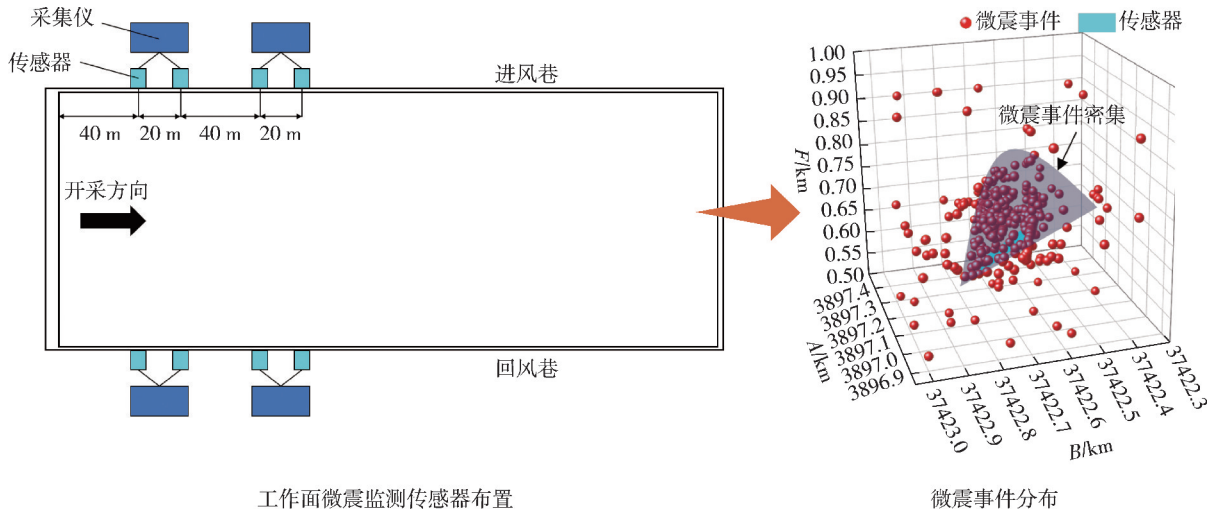


图 9 工作面微震传感器布置及事件分布
Fig. 9 Working face microseismic sensor layout and event distribution diagram

根据现场观测数据,分析微震事件密集范围内的能量变化,并在其中选取代表性的 6 组能量监测点,研究岩体破断过程中能量的变化,微震监测结果如图 10 所示.

9.58%,相对误差均较小,该结果验证了能量耗散结构失稳破坏能量判据的有效性.

表 3 能量耗散结构破断验证结果

Table 3 Energy dissipation structure verification results

监测点	类型	计算值/J	测量值/J	误差/%
1	点能量耗散结构	272	251	7.72
2	点能量耗散结构	188	201	6.91
3	点能量耗散结构	301	289	3.98
4	线能量耗散结构	1 027	987	3.89
5	线能量耗散结构	1 344	1 288	4.16
6	线能量耗散结构	1 189	1 075	9.58

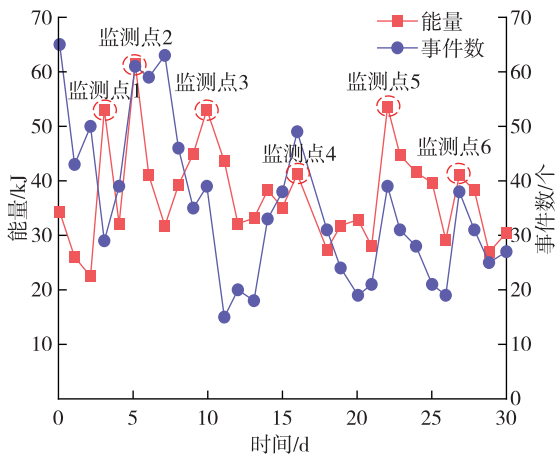


图 10 微震监测结果
Fig. 10 Microseismic monitoring results

对 6 组监测点的能量值和事件发生数逐一分析,并与现场实际开采情况进行比较,分别在其中各选取 3 组点能量耗散结构和线能量耗散结构的能量测试值和式(19)与式(20)的计算值相对比,验证结果如表 3 所示.点能量耗散结构的计算值与测量值相对误差为 3.98%~7.72%,线能量耗散结构的计算值与测量值相对误差为 3.89%~

4.2 瓦斯抽采钻孔布置

由 3.3 节能量耗散结构影响瓦斯运储区时变特征可知,能量耗散结构的破断导致采空区裂隙拓展,使瓦斯运储区范围扩大.为了提升卸压瓦斯抽采效率,结合工作面实际情况,根据卸压瓦斯运储区数学控制模型式(6)对工作面的卸压瓦斯运储范围进行确定,并对抽采钻孔布置参数(表 4)进行了优化,优化后的抽采钻孔布置参数如表 5 所示,卸压瓦斯抽采钻孔布置优化前如图 11a 所示,优化后如图 11b 所示.

表 4 卸压瓦斯抽采钻孔原布置参数
Table 4 Original layout parameters of pressure relief gas extraction borehole

钻孔编号	钻孔直径/mm	倾角/(°)	孔长/m	钻孔终孔距煤层底板距离/m
1-1	120	12.3	101.1	15
1-2		12.6	101.8	17
1-3		13.0	102.6	19
1-4		13.4	104.4	21
1-5		13.6	105.6	23
2-1		13.1	101.8	17
2-2		13.4	102.6	19
2-3		13.7	103.6	21
2-4		14.1	104.4	23
2-5		14.5	105.6	25

表 5 卸压瓦斯抽采钻孔优化后布置参数
Table 5 Optimized layout parameters of pressure relief gas extraction borehole

钻孔编号	钻孔直径/mm	倾角/(°)	孔长/m	钻孔终孔距煤层底板距离/m
1-1	120	8.2	101.1	15
1-2		12.8	101.8	19
1-3		13.4	102.6	23
1-4		13.7	104.4	27
2-1		12.4	101.8	19
2-2		12.8	102.6	23
2-3		13.2	103.6	27
2-4		13.6	104.4	30

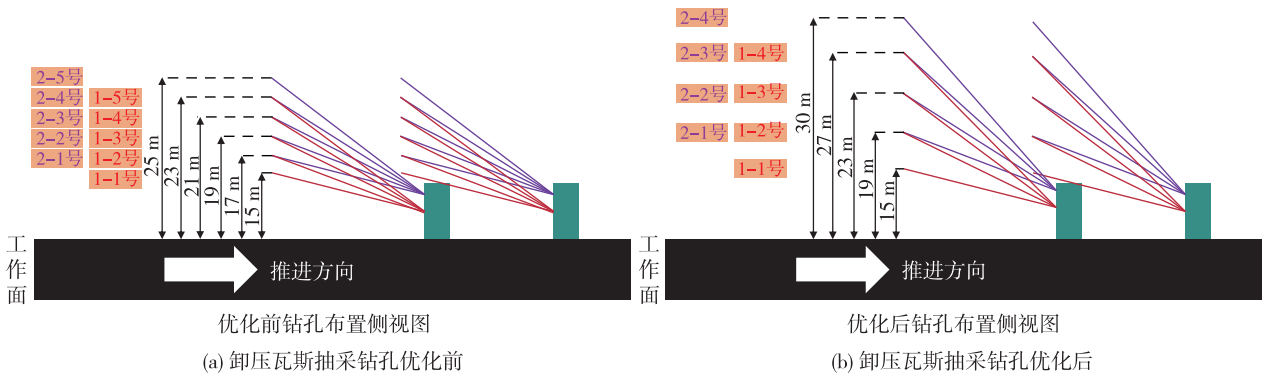


图 11 卸压瓦斯抽采钻孔布置优化前后示意

Fig. 11 Schematic diagram before and after optimization of pressure relief gas extraction borehole layout

4.3 瓦斯抽采效果考察

对卸压瓦斯抽采钻孔优化前后的平均单孔瓦斯抽采纯量和瓦斯抽采体积分数进行监测，结果如图 12 所示。

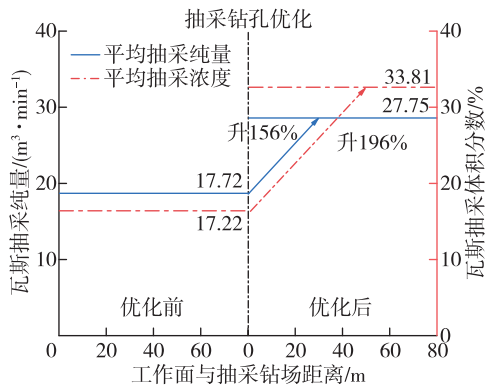


图 12 瓦斯抽采优化效果分析

Fig. 12 Optimization effect analysis of gas extraction

由图 12 可见，调控前单孔瓦斯抽采纯量和体积分数均较小，平均单孔瓦斯抽采纯量为 17.72 m³/min，平均单孔瓦斯抽采体积分数为 17.22%，调控后单孔瓦斯抽采纯量和体积分数均升高，平均单孔瓦斯抽采纯量增长至 27.75 m³/min，相较于调控前上升 1.56 倍，平均单孔瓦斯抽采体积分数增长至 33.81%，相较于调

控前上升 1.96 倍。同时对菏泽腾达矿业 B5 # 煤层某主采工作面的上隅角、工作面和回风巷的平均瓦斯体积分数进行监测，抽采钻孔布置优化后的平均瓦斯体积分数由 0.41%，0.21% 和 0.31% 降低至 0.31%，0.12% 和 0.22%，远低于规定值 1%。以上结果表明，瓦斯抽采纯量和体积分数的提升及上隅角、工作面和回风巷平均瓦斯体积分数的下降均验证了钻孔布置的合理性，保证了工作面的安全回采。

5 结 论

1) 得到了卸压瓦斯运储区破断裂隙密度和贯通度的时变规律，确定了卸压瓦斯运储区域范围，构建了卸压瓦斯运储区数学模型。结果表明，物理相似模拟试验中不同时段下破断裂隙密度均呈现出波动和稳定阶段，以破断裂隙密度突变点 5.5 条/m 作为卸压瓦斯运储区的边界划分条件。不同时段下贯通度均呈现出先缓慢下降再快速下降的变化趋势，以贯通度下降突变点 0.57 对卸压瓦斯运储区交界进行划分，储集区和运移区的贯通度范围分别为 0.10~0.57 和 0.57~1.00。

2) 基于能量最低原理定义了卸压瓦斯运储区

覆岩中的能量耗散结构,确定了覆岩能量耗散结构种类及形成判据.依据岩体能量积聚和断裂形式将能量耗散结构分为点能量耗散结构和线能量耗散结构,建立了能量耗散结构“半月”状形态、失稳破坏能量判据,揭示了倾斜厚煤层开采卸压瓦斯运储区能量耗散结构时变机理.

3)通过现场微震测试得出能量耗散结构失稳破坏能量判据计算值和现场微震监测测量值误差小于 9.58%,验证了能量耗散结构失稳破坏能量判据的合理性.明确了能量耗散结构影响下卸压瓦斯运储区时变特征,优化了卸压瓦斯抽采钻孔布置位置,优化后的瓦斯抽采纯量和体积分数相较于调控前提升 1.56 倍和 1.96 倍,上隅角、工作面 and 回风巷平均瓦斯体积分数降低至 0.31%,0.12%和 0.22%,保障了工作面的安全回采,为实现卸压瓦斯运储区定向高效抽采提供指导.

参考文献:

- [1] 翟新献,赵晓凡,翟俨伟,等.综放开采上覆巨厚砾岩层离层和断裂力学模型及其应用[J].中国矿业大学学报,2023,52(2):241-254.
ZHAI Xinxian,ZHAO Xiaofan,ZHAI Yanwei, et al. Separation and fracturing mechanical models of overlying hugely-thick conglomerate stratum in fully mechanized caving mining and their application [J]. Journal of China University of Mining & Technology,2023,52(2):241-254.
- [2] 袁亮,张农,阚甲广,等.我国绿色煤炭资源量概念、模型及预测[J].中国矿业大学学报,2018,47(1):1-8.
YUAN Liang,ZHANG Nong,KAN Jiaguang, et al. The concept, model and reserve forecast of green coal resources in China [J]. Journal of China University of Mining & Technology,2018,47(1):1-8.
- [3] 赵鹏翔,张文进,李树刚,等.高瓦斯厚煤层综采工作面推进速度影响下的瓦斯运-储区交叉融合机理[J].煤炭学报,2023,48(9):3405-3419.
ZHAO Pengxiang,ZHANG Wenjin,LI Shugang, et al. Study on the mechanism of cross-fusion in gas transportation-storage area in fully mechanized mining face of high gas thick coal seam under different advancing speed [J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(9):3405-3419.
- [4] 崔峰,陆长亮,王昊,等.缓倾斜煤层坚硬顶板断层活化微震时空演化规律及诱冲机制[J].采矿与安全工程学报,2024,6(3):5-19.
CUI Feng,LU Changliang,WANG Hao, et al. Spatio-temporal evolution of microseismic activation of hard-roof faults in gently dipping coal seams and the mechanism of induced shocks [J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering,2024,6(3):5-19.
- [5] 龚选平,武建军,李树刚,等.低瓦斯煤层高强开采覆岩卸压瓦斯抽采合理布置研究[J].采矿与安全工程学报,2020,37(2):419-428.
GONG Xuanping,WU Jianjun,LI Shugang, et al. Reasonable arrangement of pressure relief gas extraction in overburden rock under high strength mining in low gas seams [J]. Journal of China Coal Society, 2020,37(2):419-428.
- [6] 赵鹏翔,常泽晨,李树刚,等.厚煤层采空区定向孔分域抽采研究及应用[J].中国安全科学学报,2023,33(1):70-79.
ZHAO Pengxiang,CHANG Zechen,LI Shugang, et al. Research and application of directional drilling sub area extraction in thick coal seam goaf [J]. China Safety Science Journal,2023,33(1):70-79.
- [7] 余伊河,马立强,张东升,等.长壁工作面采动覆岩层理开裂机理及侧向裂隙发育规律[J].煤炭学报,2023,48(增2):527-541.
YU Yihe,MA Liqiang,ZHANG Dongsheng, et al. Mechanism of bedding cracking and development laws of lateral fracture in overlying strata induced by longwall mining [J]. Journal of China Coal Society, 2023,48(Sup 2):527-541.
- [8] 胡国忠,李康,许家林,等.覆岩采动裂隙空间形态反演方法及在瓦斯抽采中的应用[J].煤炭学报,2023,48(2):750-762.
HU Guozhong,LI Kang,XU Jialin, et al. Spatial morphology inversion method of mining-induced fractures of overburden and its application in gas drainage [J]. Journal of China Coal Society,2023,48(2):750-762.
- [9] 汪锋,陈绍杰,任梦梓,等.松散层拱结构及其对采动覆岩稳定性的影响[J].中国矿业大学学报,2019,48(5):975-983.
WANG Feng,CHEN Shaojie,REN Mengzi, et al. Effect of arch structure in unconsolidated layers on failure of the overlying strata [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2019, 48(5):975-983.
- [10] 郭明杰,郭文兵,袁瑞甫,等.基于采动裂隙区域分布特征的定向钻孔空间位置研究[J].采矿与安全工程学报,2022,39(4):817-826.
GUO Mingjie,GUO Wenbing,YUAN Ruifu, et al. Spatial location determination of direction boreholes based on regional distribution characteristics of mining-induced overburden fractures [J]. Journal of

- China Coal Society, 2022, 39(4): 817-826.
- [11] GUO W B, ZHAO G B, LOU G Z, et al. A new method of predicting the height of the fractured water-conducting zone due to high-intensity longwall coal mining in China [J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2019, 52: 2789-2802.
- [12] 薛俊华, 肖健, 杜轩宏, 等. 我国煤矿保护层开采卸压瓦斯抽采现状及发展趋势[J]. *煤田地质与勘探*, 2023, 51(6): 50-61.
- XUE Junhua, XIAO Jian, DU Xuanhong, et al. Current situation and development trend of pressure-relief gas extraction in the protective layer mining in coal mines in China [J]. *Coal Geology and Exploration*, 2023, 51(6): 50-61.
- [13] 林海飞, 刘思博, 双海清, 等. 沿空留巷开采覆岩裂隙演化规律及卸压瓦斯抽采技术[J]. *采矿与岩层控制工程学报*, 2024, 6(1): 52-64.
- LIN Haifei, LIU Sibao, SHUANG Haiqing, et al. Overburden rock fracture evolution law and pressure relief gas extraction technology of gob-side entry retaining mining [J]. *Journal of Mining and Strata Control Engineering*, 2024, 6(1): 52-64.
- [14] 张建国. 平煤超千米深井采动应力特征及裂隙演化规律研究[J]. *中国矿业大学学报*, 2017, 46(5): 1041-1049.
- ZHANG Jianguo. Mining-induced stress characteristics and fracture evolution law of overone kilometer deep Pingdingshan coal mine [J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2017, 46(5): 1041-1049.
- [15] 李树刚, 刘李东, 赵鹏翔, 等. 倾斜厚煤层卸压瓦斯靶向区辨识及抽采关键技术[J]. *煤炭科学技术*, 2023, 51(8): 105-115.
- LI Shugang, LIU Lidong, ZHAO Pengxiang, et al. Key technologies for extraction and identification of gas target area for pressure relief in inclined thick coal seam [J]. *Coal Science and Technology*, 2023, 51(8): 105-115.
- [16] 张超林, 许江, 彭守建, 等. 钻孔数量对瓦斯抽采量及抽采时间的影响[J]. *中国矿业大学学报*, 2019, 48(2): 287-294.
- ZHANG Chaolin, XU Jiang, PENG Shoujian, et al. Effect of borehole amounts on gas drainage quantity and drainage time [J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2019, 48(2): 287-294.
- [17] ZHAO P X, ZHUO R S, LI S G, et al. Fractal characteristics of methane migration channels in inclined coal seams [J]. *Energy*, 2021, 225: 120127.
- [18] ZHAO P X, ZHUO R S, LI S G, et al. Fractal characteristics of gas migration channels at different mining heights [J]. *Fuel*, 2020, 271: 117479.
- [19] 陈光波, 李谭, 张国华, 等. 基于剩余能量释放速率指数的煤岩组合体冲击倾向性判定[J]. *岩石力学与工程学报*, 2023, 42(6): 1366-1383.
- CHEN Guangbo, LI Tan, ZHANG Guohua, et al. Determination of bursting liability of coal-rock combined body based on residual energy release rate index [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2023, 42(6): 1366-1383.
- [20] 周昌台, 谢和平, 朱建波. 基于能量理论的岩石动态破坏准则[J]. *岩石力学与工程学报*, 2023, 42(8): 1890-1898.
- ZHOU Changtai, XIE Heping, ZHU Jianbo. A dynamic strength criterion of rock materials based on energy theory [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2023, 42(8): 1890-1898.
- [21] MA Q, TAN Y L, LIU X S, et al. Effect of coal thicknesses on energy evolution characteristics of roof rock-coal-floor rock sandwich composite structure and its damage constitutive model [J]. *Composites Part B: Engineering*, 2020, 198: 108086.
- [22] LUKIC B, FORQUIN P. Experimental characterization of the punch through shear strength of an ultrahigh performance concrete [J]. *International Journal of Impact Engineering*, 2016, 91: 34-45.
- [23] MUNOZ-IBANEZ A, DELGADO-MARTIN J, HERBON-PENABAD M, et al. Acoustic emission monitoring of mode I fracture toughness tests on sandstone rocks [J]. *Journal of Petroleum Science and Engineering*, 2021, 205: 108906.
- [24] YIOUTA-MITRA P, SOFIANOS A I. Multi-jointed stratified hard rock roof analysis and design [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2018, 106: 96-108.
- [25] LOMAS H, ROEST R, WELLS A, et al. Estimating coke fracture toughness using acoustic emissions and changes in coefficient of friction during scratch testing [J]. *Fuel*, 2018, 226: 564-572.
- [26] 来兴平, 贾冲, 崔峰, 等. 急倾斜巨厚煤层开采深度影响的覆岩能量演化规律研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 2023, 42(2): 261-274.
- LAI Xingping, JIA Chong, CUI Feng, et al. Study on the evolution law of overburden energy of steeply inclined extra thick coal seam influenced by mining depth [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2023, 42(2): 261-274.
- [27] 解盘石, 黄宝发, 伍永平, 等. 大倾角煤层伪俯斜采场围岩运移与支架相互作用规律研究[J]. *中国矿业*

- 大学学报, 2024, 53(4): 664-679.
- XIE Panshi, HUANG Baofa, WU Yongping, et al. Study on the interaction between strata movement and support in pitching oblique mining area of steeply dipping seam [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2024, 53(4): 664-679.
- [28] 黄炳香, 刘长友, 许家林. 采动覆岩破断裂隙的贯通度研究[J]. 中国矿业大学学报, 2010, 39(1): 45-49.
- HUANG Bingxiang, LIU Changyou, XU Jialin. Research on through degree of overlying strata fracture fissure induced by mining [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2010, 39(1): 45-49.
- [29] 黄庆享, 钱鸣高, 石平五. 浅埋煤层采场老顶周期来压的结构分析[J]. 煤炭学报, 1999(6): 581-585.
- HUANG Qingxiang, QIAN Minggao, SHI Pingwu. Structural analysis of main roof stability during periodic weighting in longwall face [J]. Journal of China Coal Society, 1999(6): 581-585.
- [30] 娄金福. 采场覆岩破断与应力演化的梁拱二元结构及岩层特性影响机制[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(4): 678-686.
- LOU Jinfu. Influence mechanism of beam-arch binary structure and strata characteristics on fracture and stress evolution of overlying strata in stope [J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2021, 38(4): 678-686.
- [31] 钱鸣高, 石平五, 许家林. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2010: 182-185.
- QIAN Minggao, SHI Pingwu, XU Jialin. Ground pressure and strata control [M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2010: 182-185.
- [32] 高明仕, 赵一超, 高晓君, 等. 近直立特厚煤层组中间岩板诱发冲击矿压机理及其防治[J]. 采矿与安全工程学报, 2019, 36(2): 298-305.
- GAO Mingshi, ZHAO Yichao, GAO Xiaojun, et al. Study on the mechanism of rock bursts caused by rock plates between subvertical extra-thick coal seams and its prevention and treatment [J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2019, 36(2): 298-305.
- [33] 谢和平. 深部岩体力学与开采理论研究进展[J]. 煤炭学报, 2019, 44(5): 1283-1305.
- XIE Heping. Research review of the state key research development program of China: Deep rock mechanics and mining theory [J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(5): 1283-1305.

(责任编辑 沈春妮 全 腾)