DOI：10.16285/j.rsm.2021.0798

重复采动巷道塑性区调控原理与稳定控制

吴祥业[1,2]，王婧雅[1]，陈世江[1]，张玉江[3]，卜庆为[1]

（1. 内蒙古科技大学 矿业与煤炭学院，内蒙古 包头 014010；2. 中国矿业大学（北京） 能源与矿业学院，北京 100083；
3. 太原理工大学 矿业工程学院，山西 太原 030024）

摘 要：为研究双巷布置工作面留巷受重复采动影响围岩的变形破坏规律及稳定控制问题，综合运用数值模拟、理论分析和现场观测等方法，研究双巷间距对重复采动下留巷围岩塑性区空间分布特征及偏应力的影响规律，揭示二次采动对留巷塑性区的诱导扩展机制，提出围岩塑性区二次扩展抑制方法。结果表明：重复采动巷道围岩塑性区在巷道轴向上均可划分为 6 个区域，整体表现为双巷间距越大，则塑性区破坏深度越小的特征，且其形态由非对称分布向对称分布状态转化，双巷距离增加造成的应力旋转程度和偏应力峰值低是主要原因。一次采动滞后影响稳定区维护距离及周期最长，且为二次采动塑性区叠加扩展的基础，是重复采动巷道围岩稳定的关键控制区域。据此提出通过调整巷道空间位置，达到改善应力环境、调整巷道围岩破坏状态的目的，并建立了分区补强支护相结合的调控方法和控制技术体系。现场实测结果表明，该技术体系能够达到巷道安全稳定目的，效果良好。

关 键 词：采空区；采动影响；保留巷道；塑性区；围岩控制

中图分类号：TD 353 **文献标识码：**A **文章编号：**1000－7598 (2022) 01－0205－13

Regulation principle and stability control of plastic zone in repeated mining roadway

WU Xiang-ye[1,2], WANG Jing-ya[1], CHEN Shi-jiang[1], ZHANG Yu-jiang[3], BU Qing-wei[1]

（1. Institute of Mining and Coal, Inner Mongolia University of Science and Technology, Baotou, Inner Mongolia 014010, China;
2. School of Energy and Mining Engineering, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing 100083, China;
3. College of Mining Engineering, Taiyuan University of Technology, Taiyuan, Shanxi 030024, China）

Abstract: In order to study the deformation and failure laws and stability control of surrounding rock under the influence of repeated mining in double roadway layout working face, numerical simulation, theoretical analysis and field observation were conducted to analyze the influence of double roadway spacing on the spatial distribution characteristics and deviatoric stress of plastic zone under repeated mining. The induced expansion mechanism of secondary mining on plastic zone of retaining roadway was revealed, and the second expansion inhibition method of rock plastic zone was proposed. The results show that the plastic zone of surrounding rock in repeated mining roadway can be divided into six areas in the axial direction of roadway, the larger the distance between two roadways is, the smaller the damage depth of plastic zone is, and its shape changes from asymmetric distribution to symmetric distribution. The main reason is that the stress rotation degree and the peak value of deviator stress caused by the increase of distance between two roadways are low. One mining hysteresis affects the longest maintenance distances and cycles in the stability zone and it is the basis of superimposed expansion of plastic zone in secondary mining, and it is the key control area of surrounding rock stability in repeated mining roadway. On the basis of this, the purpose of improving the stress environment and adjusting the failure state of surrounding rock of roadway can be reached by adjusting the spatial position of roadway. Besides, the control method and control technology system of regional reinforcement and support were established. The field measurement results show that the technical system can achieve the goal of roadway safety and stability, and the effect is satisfactory.

Keywords: goaf; mining influence; gob-side entry; plastic zone; surrounding rock control

收稿日期：2021-05-30 修回日期：2021-09-13
基金项目：国家自然科学基金项目（No. 51964036，No. 52004172）；内蒙古自治区高等学校科学研究项目（No. NJZY20093）。
This work was supported by the National Natural Science Foundation of China (51964036, 52004172) and the Science Research Foundation of Institution of Higher Education of Inner Mongolia Autonomous Region (NJZY20093).
第一作者简介：吴祥业，男，1986 年生，博士，副教授，从事矿山压力与巷道围岩控制方面的研究。E-mail: 175874171@qq.com
通讯作者：张玉江，男，1986 年生，博士，副教授，从事矿山压力与巷道支护技术方面的研究。E-mail: ylczyj@yeah.net

1 引 言

双巷布置工作面的巷道布置方式为两条巷道同时掘出，这导致其中一条巷道受重复采动影响，尤其在工作面侧向位置受煤岩层结构运动及采动应力调整影响，矿压显现剧烈，支护体失效严重、冒顶事故时有发生，严重影响矿井安全生产[1-2]。

通过以往对双巷布置工作面留巷矿压规律的研究发现：受一次采动影响，矿压显现剧烈区域在工作面后方[3]。近年来，众多学者针对采空区侧向巷道矿压显现规律及其力学机制进行了大量探讨和研究。成云海等[4]对采用现场实测方法确定了覆岩运动对矿压显现具有主导作用。许兴亮等[5]提出基本顶破断结构由悬臂梁转变为双拱结构，是造成临空巷道围岩矿压显现剧烈的主要原因。李季等[6]研究了采空区侧方围岩主应力场方向的变化规律，揭示了深部沿空巷道非均匀大变形机制。王书文等[7-8]获得临空煤岩层支承压力演化全过程特征。潘俊峰等[9]得出采空区顶板垮断及其产生的动载源是诱发动力灾害的关键因素。陈正拜等[10]从采动应力、覆岩结构、煤柱尺寸和支护方案等方面对窄煤柱巷道非均匀变形机制进行揭示。王琦等[11]针对厚煤层综放双巷布置工作面巷间煤柱的留设问题进行研究，为类似条件下煤柱留设提供理论基础。因此，弄清采空区侧向巷道矿压显现规律及围岩变形机制是研究重复采动巷道围岩稳定控制的必备理论基础。

回采巷道围岩破坏是采动叠加应力与围岩物性综合所致，是塑性区产生与发展的结果，塑性区范围和形态决定了围岩变形破坏程度及形式。赵志强[12]、马念杰[13]、郭晓菲[14]、王卫军[15]等将计算获得的非均匀塑性区称为蝶形塑性区，得到圆形、椭圆形和蝶形塑性区形态判定准则及应力条件，并阐述了蝶形塑性区的工程意义。刘洪涛[16]、吴祥业[17]等研究了双巷布置工作面留巷围岩塑性区演化规律，并阐明塑性区演化的动静组合机制。吕坤等[18]针对上下同采回采巷道围岩破坏，采用塑性区理论分析，提出改变开采布局的应力调控方式。程利兴等[19]针对深井孤岛工作面煤巷大变形问题，基于围岩应力及变形破坏阶段性特征，分析得出深井巷道顶板覆岩动态演化过程。孟庆彬等[20]对巷道围岩所受叠加应力场中的支护应力场进行研究，得出支护应力场可改善巷道开挖后围岩的扰动应力场。上述学者对揭示巷道围岩破坏机制奠定了重要基础，但是对于重复采动巷道围岩破坏状态在空间上呈现的规律及其控制方法尚缺乏系统研究。

本文通过分析采空区侧向重复采动巷道所处不同位置塑性区以及应力环境在空间上的分布规律及形态特征，结合巷道围岩应力环境分析，揭示塑性区空间分布规律力学机制，明确塑性区调控关键，并对采动应力−围岩−支护体三者之间的关系进行研究，最终提出巷道围岩稳定控制方法，以期为双巷布置工作面受重复采动影响巷道围岩稳定性控制提供参考。

2 工程地质条件

神东公司布尔台煤矿 2-2 煤为二盘区首采煤层，煤层倾角为 1°～3°，平均埋深为 300 m，22204 综采工作面回采 22 煤上分层，工作面长度为 320 m，平均采高为 2.5 m。22205 工作面长度为 303 m，平均采高为 3.5 m，其回风巷道断面为矩形，宽度×高度为 5 400 mm×3 400 mm，走向长度为 4 865 m，22205 回风巷道受到 22204 工作面和 22205 工作面两次采动影响，其位置关系及综合柱状图如图 1 所示。

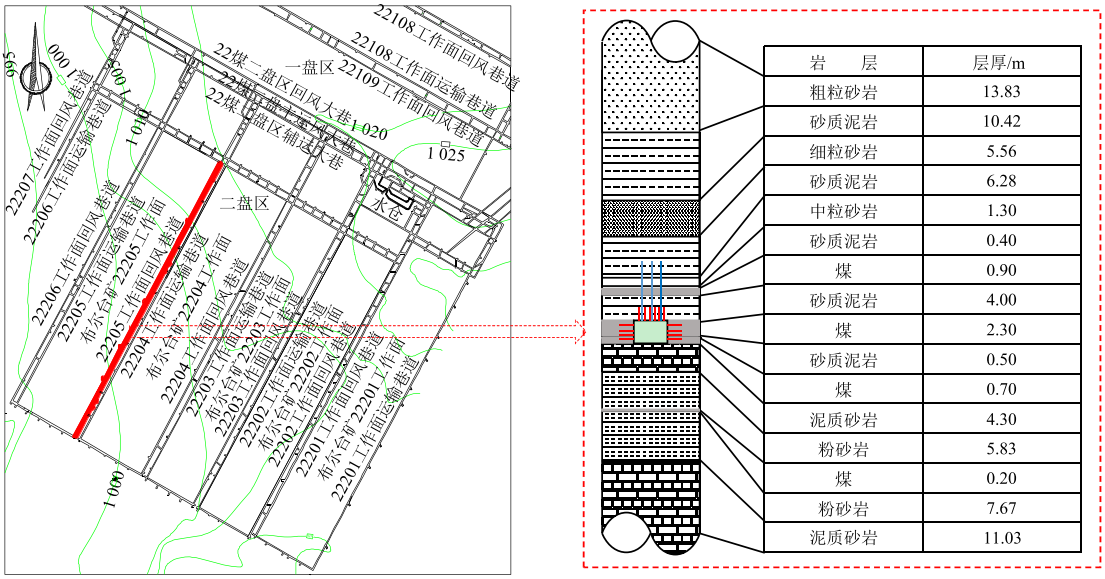
3 采空区侧向重复采动巷道塑性区分布特征

3.1 数值模型建立

采空区侧向重复采动巷道围岩塑性区分布特征，是指在充分采动条件下采空区侧方不同巷道位置围岩塑性区的空间分布特征。因此，采用 FLAC^{3D} 数值模拟方法对采空区侧向巷道围岩塑性区空间分布特征及其应力环境进行研究。建立模型尺寸为 1 000 m×1 400 m×100 m (x×y×z)，如图 2 所示。

根据现场地应力测试数据，最大水平主应力方向为 N30ºE。结合采掘工程平面图，可基本确定最大水平主应力方向与布尔台矿二盘区回采巷道轴向基本平行，最大水平主应力与垂直应力侧压系数为 1.2～1.5，通过邻近矿井巷道冒顶形态数值模拟反演方法[21-22]，最终确定侧压系数为 1.5，水平主应力与竖直方向夹角约为 90º。模型顶部施加 5.5 MPa 的垂直载荷，梯度值为 0.025 MPa，四周及底部采用位移限定边界条件。

模型各岩层采用 Mohr-Coulomb 准则，岩石物性参数在实验室试验基础上，按照不同权重折减系数进行折减，力学参数见表 1。



岩　层	层厚/m
粗粒砂岩	13.83
砂质泥岩	10.42
细粒砂岩	5.56
砂质泥岩	6.28
中粒砂岩	1.30
砂质泥岩	0.40
煤	0.90
砂质泥岩	4.00
煤	2.30
砂质泥岩	0.50
煤	0.70
泥质砂岩	4.30
粉砂岩	5.83
煤	0.20
粉砂岩	7.67
泥质砂岩	11.03

图 1　22205 回风巷道位置关系图及综合柱状图

Fig.1　Arrangement and generalized geological column of mining roadway 22205

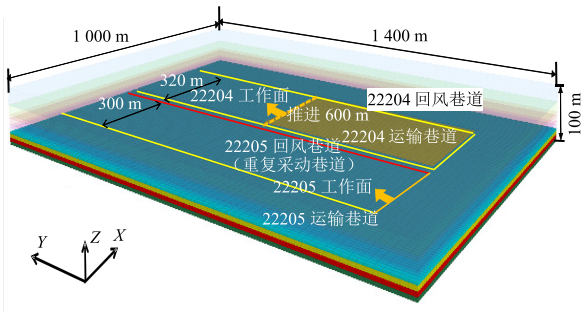


图 2　数值计算模型

Fig.2　Numerical calculation model

表 1　模型岩体力学参数

Table 1　Parameters of rock mass mechanical properties

岩层名称	体积模量 /GPa	剪切模量 /GPa	密度 /(kg·m^{-3})	黏聚力 /MPa	内摩擦角 /(°)	抗拉强度 /MPa
细粒砂岩	5.4	2.5	2 500	15.0	39	2.67
中粒砂岩	4.4	2.5	2 500	4.6	32	1.70
砂质泥岩	2.5	1.5	2 440	3.0	27	0.95
2^{-2} 煤	2.2	1.5	1 500	2.5	26	0.65
砂质泥岩	2.5	2.0	2 440	3.2	28	0.90
粉砂岩	4.5	2.3	2 500	1.2	33	2.00
细粒砂岩	6.6	3.2	2 500	1.4	35	2.67

现场采用全部垮落法处理采空区，采用双屈服（double-yield）本构模型模拟垮落带重新压实特征[23]。通过试错反演法得到垮落带岩体力学参数见表 2 所示。根据现场工作面推进速度，确定模型每开挖 10 m 进行垮落带充填、平衡后再重复上述步骤。

通过模拟受重复采动影响巷道的位置改变，达到改变巷道与采空区距离而产生的塑性区及应力相应空间分布状态目的。一次开采时，模拟 22204 工作面推进 1 000 m 过程中，开采全过程数据分析发现，当工作面推进至 600 m 时，已能够较完整地反映出采空区侧向巷道围岩塑性区空间分布规律。二次开采时，在模拟 22204 工作面开采 1 000 m 基础上，22205 工作面开采 200 m 位置时的塑性区及应力空间分布状况。

表 2　垮落带双屈服模型参数

Table 2　Material mechanics parameters of caved rock in double-yield

体积模量 /GPa	剪切模量 /GPa	密度 /(kg·m^{-3})	内摩擦角 /(°)	剪胀角 /(°)
5.53	4.62	1 800	20	7

3.2　采空区侧向重复采动巷道塑性区分布规律

图 3 为巷道围岩塑性区形态特征的空间分布状况。从图中可以看出，一次采动情况下，采空区侧向重复采动巷道塑性区分布呈现出 4 个空间区域特征：①掘进影响稳定区（Ⅰ区）。工作面前方约 200～400 m 范围内，塑性区范围及形态基本相同，此区域内巷道处于原岩应力状态，塑性区呈现顶底板大、两帮小的对称分布特征，不受采空区影响。②一次采动影响区（Ⅱ区）。工作面前方约 200 m 至工作面后方约 200 m 范围内，巷道受工作面采动影响塑性区形态范围产生变化，急剧变化过程位于工作面滞后区域内，形态由对称分布向非对称分布状态转化。此区域内对比 3 种宽度煤柱巷道围岩塑性区发现：煤柱宽度为 10 m 的巷道围岩塑性区顶板与煤壁帮相互连通，煤柱帮塑性区已与采空区侧方塑性区贯通，底板塑性区深度未发生变化；煤柱宽度为 20 m 及 30 m 的巷道顶板与煤壁帮塑性区底板与煤

柱帮相互扩展但并未连通。随着煤柱宽度的增加，塑性区破坏深度逐渐减小，形态由非对称分布向对称分布状态转化。③一次采动影响滞后稳定区（III区）。工作面后方约 200～400 m 范围内，此区域内塑性区状态不再发生变化，保持一次采动影响区塑性区扩展最终状态。④非充分采动影响区（开切眼段，Ⅳ区）。距开切眼约 0～200 m 范围内，其塑性区扩展规律与一次采动影响区呈反向扩展态势，即越靠近开切眼，受采动影响越小，塑性区形态越呈现对称状态。

模拟一次开采 1 000 m、二次开采 200 m 情况下，不同位置工作面前方塑性区空间状态分布如图 4 所示。二次采动影响下，巷道围岩塑性区呈现 3 个区域规律特征：①二次采动影响区（Ⅴ区）。工作面前方约 0～50 m，此区域内越靠近工作面塑性区扩展越剧烈，形态继续向非对称分布扩展。不同巷道位置的塑性区发现：煤柱宽度为 10 m 的巷道围岩塑性区扩展最为剧烈，顶板深度几乎不变，但向煤壁帮侧肩角深部扩展明显，而底板几乎不发生变化，煤壁帮向底角深部扩展明显，整体非对称性形态发展明显；煤柱宽度为 20 m 的巷道塑性区范围变化不如 10 m 位置处剧烈，但顶板已与煤壁帮相连，底板也与煤柱帮相连；煤柱宽度为 30 m 的巷道塑性区相对变化较小，只在两帮深度小幅增加，整体形态仍然呈对称分布。②一次采动影响滞后稳定区（III区）。工作面前方约 50 m 至距停采线约 200 m 范围内，不同巷道位置塑性区在此区域内形态特征与一次采动条件下第III区域相同。二次采动

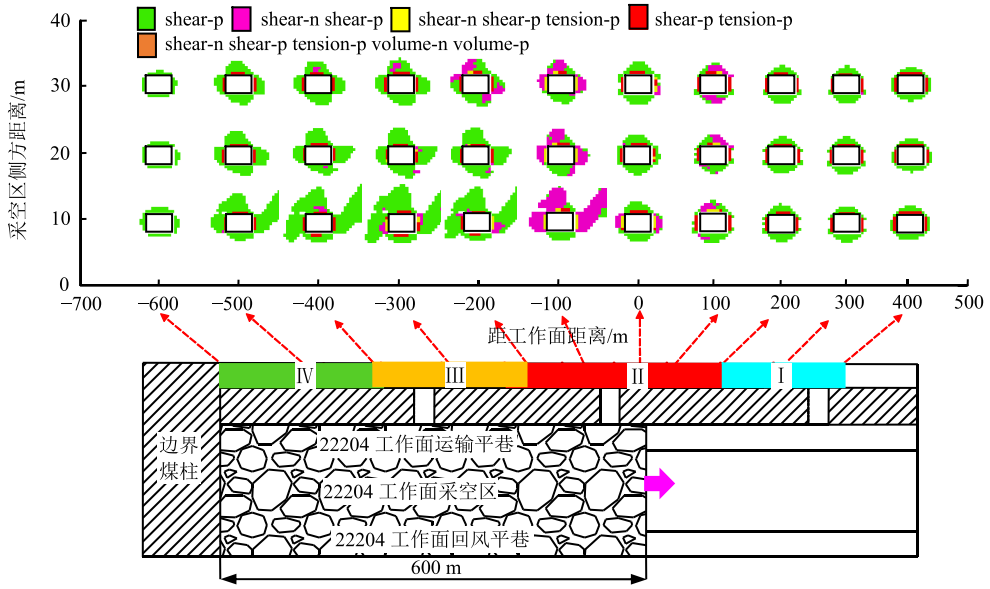


图 3 一次采动采空区侧向不同巷道位置塑性区分布图

Fig.3 Plastic zone distribution of different lateral roadway positions in goaf in primary mining

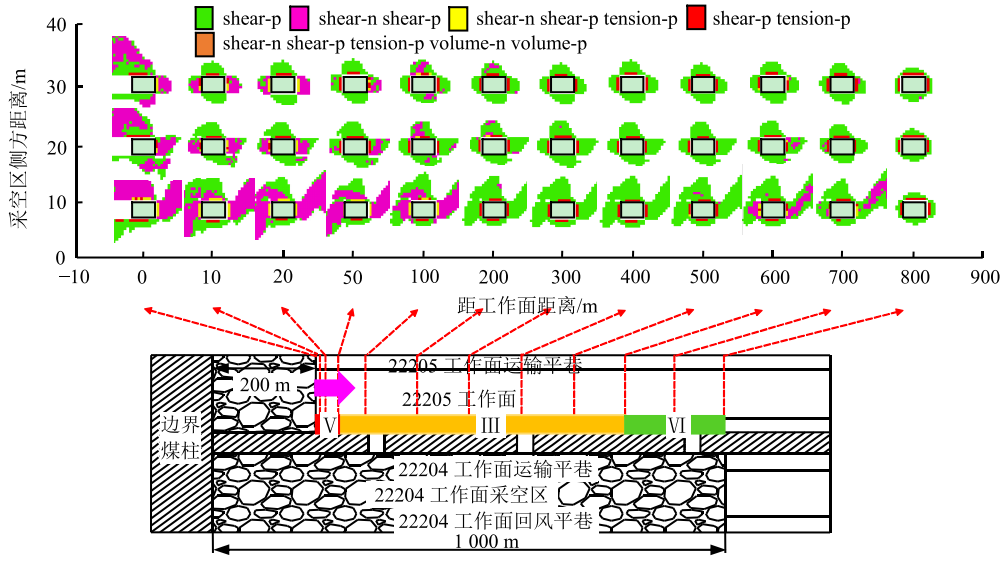


图 4 二次采动采空区侧向不同巷道位置塑性区分布图

Fig.4 Plastic zone distribution of different lateral roadway positions in goaf in second mining

过程，此区域范围会随着工作面的开采逐渐缩小。③非充分采动影响区（停采线段，Ⅵ区）。距停采线约 0～200 m，不同巷道位置塑性区在此区域内与一次采动影响区滞后阶段相同。

由以上分析可知：采空区侧向不同位置重复采动巷道围岩塑性区在轴向上都表现出 6 个区域特征，且整体表现出距采空区越远，塑性区破坏深度逐渐减少，形态由非对称分布向对称分布状态转化。因此，通过调整巷道与采空区距离，可明显改善重复采动巷道围岩塑性区破坏范围及形态特征。

4　重复采动巷道围岩塑性区调控力学机制

4.1　采空区侧向偏应力环境分布特征

一次采动过程中，其滞后稳定区内塑性区范围、形态、深度保持稳定，直到二次采动影响区前方基本不发生变化，是二次采动塑性区再扩展主要基础，应着重对此区域应力环境进行分析，以此揭示采空区侧向巷道塑性区分布特征力学机制。

在岩石性状的典型分析中，通常把应力矩阵分为球应力和偏应力分量，偏应力是影响巷道围岩塑性区形态变化的主要原因[24]，其中最大主应力与球应力的差值为最大偏主应力 σ_s，以此作为分析巷道围岩应力环境与塑性区形态之间关系的指标，计算公式为

$$\sigma_s = \sigma_1 - \frac{1}{3}(\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3) \tag{1}$$

式中：σ_1 为最大主应力；σ_2 为中间主应力；σ_3 为最小主应力。

采空区侧方应力分布，可大致认为是巷道形成塑性区破坏前的周边应力状态，在巷道未开挖巷道情况下，模拟 22204 工作面推进 600 m 时，工作面后方 300 m 位置，提取采空区侧方 100 m 范围内的主应力曲线，如图 5 所示。

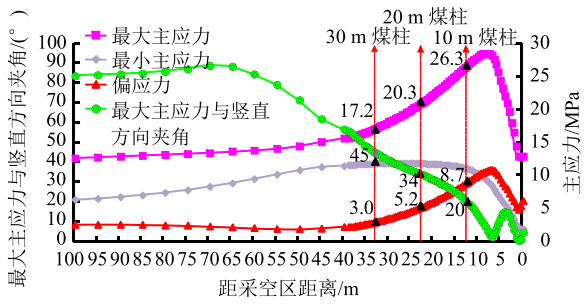


图 5　采空区侧向应力曲线图

Fig.5　Lateral stress curves of goaf

由图 5 分析可知，一次采动采空区侧向最大主应力曲线呈单峰值分布特征，最小主应力曲线变化幅度较小，其分布形态与最大主应力几乎一致，两者峰值位置约距采空区 8 m。巷道距采空区 10 m 位置，最大主应力值为 26.3 MPa，偏应力值约为 8.7 MPa，最大主应力与竖直方向夹角约为 20°；巷道距采空区 20 m 位置，最大主应力及偏应力值分别降至 20.3 MPa 和 5.2 MPa，最大主应力与竖直方向夹角增加至 34°；巷道距采空区 30 m 位置，最大主应力值继续降至 17.2 MPa，偏应力值降至 3 MPa，最大主应力继续向水平方向偏转增加至 45°。3 种重复采动巷道均位于偏应力峰值一侧，呈现出距采空区边缘越远，其值越小。最大主应力方向逐渐由垂直向水平方向偏转，在距采空区边缘约 65 m 达到原岩应力状态。

图 6 所示为采空区侧向偏应力分布云图。从图中可以看出：采空区充填压实后，采空区边缘呈现出近“月牙”型应力集中，月牙上角在采空区边缘上部，下角在工作面侧方煤柱内，其越靠近“月牙”中部，偏应力值越大。由此应力集中导致采空区侧方整体应力环境发生改变，分析是由于采空区煤层开采后，直接顶冒落充填采空区，其上覆基本顶在此位置断裂、垮落，断裂后的弧形三角块 B 产生一定程度回转[25-26]，从而造成该位置应力集中，其在煤柱内部上方一端对采空区侧方煤体形成侧向压力。竖向应力与侧向应力两者叠加造成越靠近采空区位置，其偏应力值越大。当超过煤体强度极限后开始屈服破坏，应力迅速下降，由此形成单峰值分布特征，采空区侧方煤体内部最大主应力由竖直逐渐向水平方向偏转，最终达到原岩力学状态。其侧向巷道围岩应力源演化示意模型如图 7 所示。

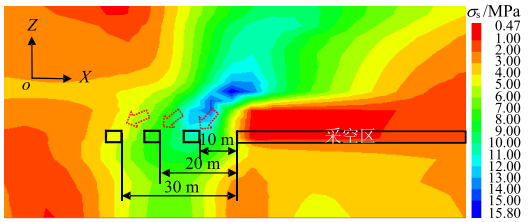


图 6　采空区侧向偏应力分布云图

Fig.6　Nephogram of lateral deviatoric stress distribution in goaf

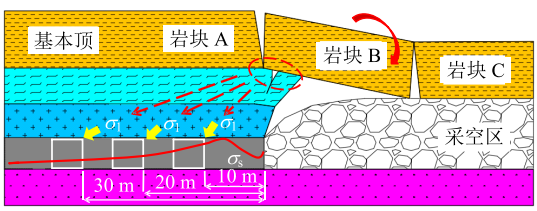


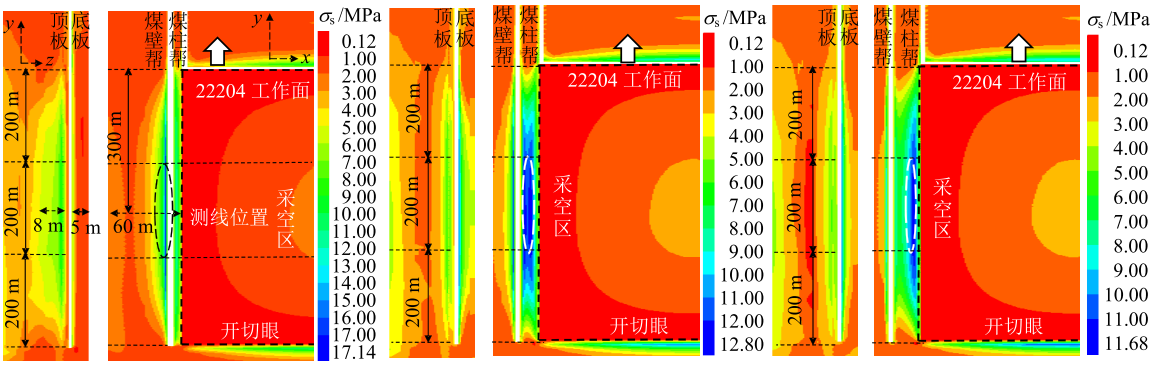
图 7　采空区侧方巷道周边围岩主应力偏转示意图

Fig.7　Deflection of principal stress of surrounding rock around side roadway in goaf

一次采动采空区非充填压实区域，随充填体逐渐压实，关键块 B 受未充分垮落岩块 C 侧向挤压，存在不同程度回转。因此，由工作面及开切眼至采空区中部，充填压实程度逐渐增加，其侧方煤体受到关键块 B 的侧向压力逐渐增加，以此初步解释采空区侧向重复采动巷道塑性区分布空间区域特征。

4.2 不同位置巷道围岩偏应力状态分析

图 8 为工作面推进距开切眼 600 m 位置时，巷道距采空区 10、20、30 m 顶底板及两帮偏应力云图。



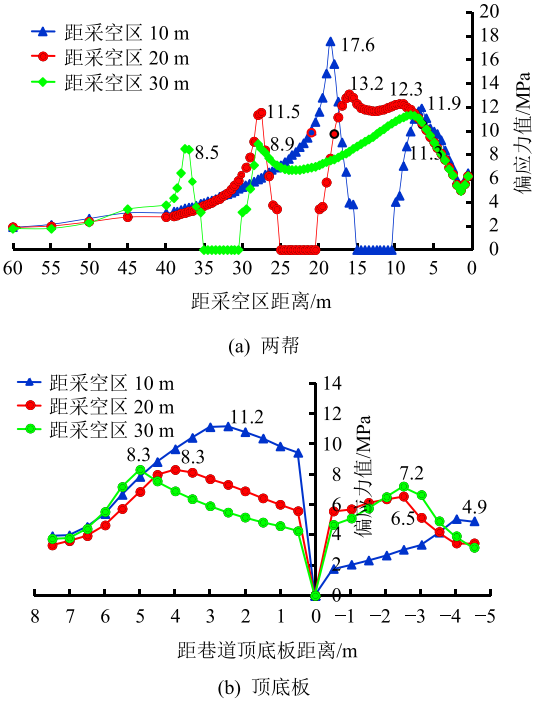
(a) 巷道距采空区 10 m (b) 巷道距采空区 20 m (c) 巷道距采空区 30 m

图 8 采空区侧向不同巷道位置围岩偏应力云图

Fig.8 Deviatoric stress nephogram of surrounding rock at different repeated mining roadway positions in goaf

由图 8 可知：受一次采动影响巷道轴向围岩应力分布，沿采空区中部呈大致对称特征，距工作面及开切眼约 200 m 范围内，应力达到最大且趋于稳定；采空区内部应力逐渐恢复至原岩应力状态，其恢复区域范围与巷道轴向工作面滞后稳定区域大致相同。由采空区侧向偏应力集中程度可以看出，随着距离增加，巷道位置逐渐远离应力集中峰值位置；越靠近采空区应力集中越明显，煤柱是采动巷道稳定的重要支撑结构，煤柱受采动破坏越剧烈，对巷道围岩的稳定影响越大。

图 9 为采空区侧向巷道围岩偏应力随巷道距采空区位置变化图。距采空区 10 m 时，两帮偏应力曲线呈单峰值分布，巷道煤壁帮偏应力峰值明显高于煤柱帮，呈“左高右低”分布；距采空区 20 m 时，煤柱内偏应力曲线呈双峰值分布，近巷道侧峰值为 13.2 MPa，略高于近采空侧应力峰值（12.3 MPa），煤壁帮偏应力峰值低于煤柱帮呈“右高左低”分布；距采空区 30 m 时，煤柱内偏应力曲线同样呈双峰值分布，但靠近巷道侧应力峰值为 8.9 MPa，明显低于靠近采空侧应力峰值（11.3 MPa），巷道两侧偏应力峰值大致呈“左右相等”分布，且明显低于距采空区 10 m、煤柱宽度为 20 m 的巷道两帮应力集中程度。由顶底板偏应力曲线图 9(b)可知：随着距离的增加，顶板偏应力峰值逐渐减小，而底板逐渐增加，顶底板趋于协同。由此可知，采空区侧向巷道位置距采空区越远，顶底板及两帮偏应力峰值差距越小、偏应力峰值越小，直至达到原岩应力状态，采空区侧向应力环境越有利于巷道围岩稳定。



(a) 两帮

(b) 顶底板

图 9 采空区侧向不同位置巷道围岩偏应力分布曲线

Fig.9 Deviatoric stress distribution curves of roadway surrounding rock at different lateral positions in goaf

4.3 采空区侧向巷道塑性区形态特征力学机制分析

图 10 所示为测线位置巷道与采空区不同距离情况下塑性区分布形态特征图。

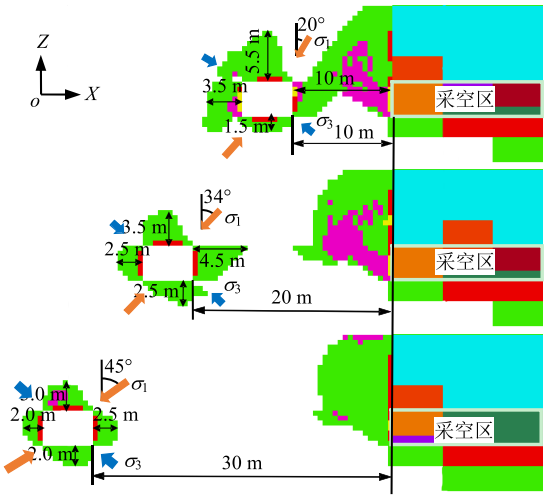


图 10　采空区侧向不同位置巷道围岩塑性区形态特征图

Fig.10　Shape characteristics of plastic zone in surrounding rock of roadway at different lateral positions in goaf

（1）距采空区 10 m 情况下，巷道围岩塑性区顶板深度达到 5.5 m，且已发展到煤壁帮侧肩角，底板塑性区深度只有 1.5 m，煤壁帮已发展到底板，其深度达到 3.5 m，煤柱帮向顶板发展明显，已与采空区贯通。由采空区侧向偏应力应力环境分析可知，应力集中峰值距采空区边缘约 8 m 位置，图 9(a) 巷道开挖后，应力峰值转移至煤壁帮附近，加之应力角度的偏转，造成塑性区形态呈明显非对称分布特征。

（2）对比距采空区 20 m 情况下，与距采空区 10 m 情况对比发现：顶板塑性区深度减小至 3.5 m，两帮分别减小至 2.5 m 和 4.5 m，底板则有所增加至 2.5 m。图 9 中煤柱帮偏应力峰值较煤壁帮大 1.7 MPa，顶板较底板大 1.8 MPa，最大主应力继续向水平方向偏转 14°，是造成塑性区顶板与煤柱帮范围相对较大的根本原因。

（3）将距采空区 30 m 与 20 m 情况进行对比发现：塑性区范围及深度均有所减少，顶板减少至 3.0 m、底板减少至 2.0 m，煤壁帮和煤柱帮也逐渐减少至 2.0 m 和 2.5 m。巷道位置远离采空区侧向偏应力集中峰值位置，顶底板及两帮偏应力峰值较小且差距较小，最大主应力向水平方向偏转至 45°，塑性区逐渐呈现对称形态特征。

综上所述，巷道与采空区距离增加，偏应力明显降低，最大主应力角度逐渐由竖直向水平方向偏转，导致塑性区范围明显减小、形态逐渐由非对称向对称转变，以此揭示出采空区侧向重复采动巷道塑性区分布特征变化力学机制。所以，要实现采空区侧向巷道围岩稳定，通过增加巷道与采空区距离是行之有效控制方法。

5　支护阻力对重复采动巷道围岩影响分析

基于以上分析，为了保证采空区侧向重复采动围岩稳定，结合塑性区范围形态特征分析可知，对于煤柱宽度为 10 m 的情况，巷道围岩塑性区范围较大，煤柱帮已与采空区贯通，且非对称分布特征显著，巷道维护困难存在失稳风险；煤柱宽度为 30 m 的巷道围岩塑性区破坏范围相对较小，其形态特征基本呈现对称分布，易于巷道维护和稳定，但其煤炭损失量大，资源浪费严重；煤柱宽度为 20 m 的巷道围岩塑性区形态特征虽呈现明显非对称性，但其受二次采动影响破坏深度在锚索支护作用下可控。因此，22205 回风巷道选取煤柱宽度为 20 m 的方案。巷道具体支护参数如图 11 所示。

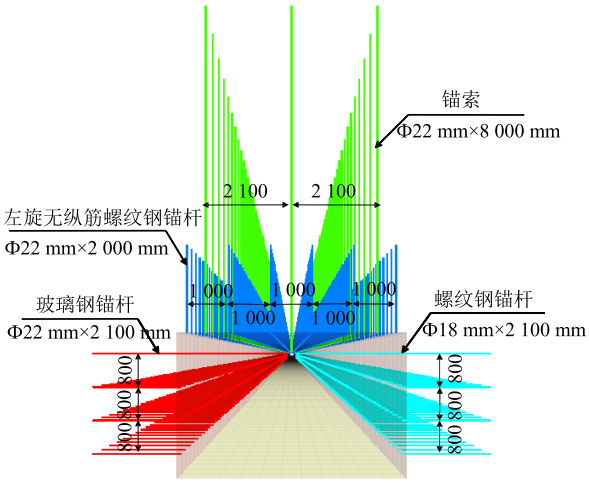


图 11　22205 回风巷道支护参数模型图

Fig.11　Support parameter model of return airway 22205

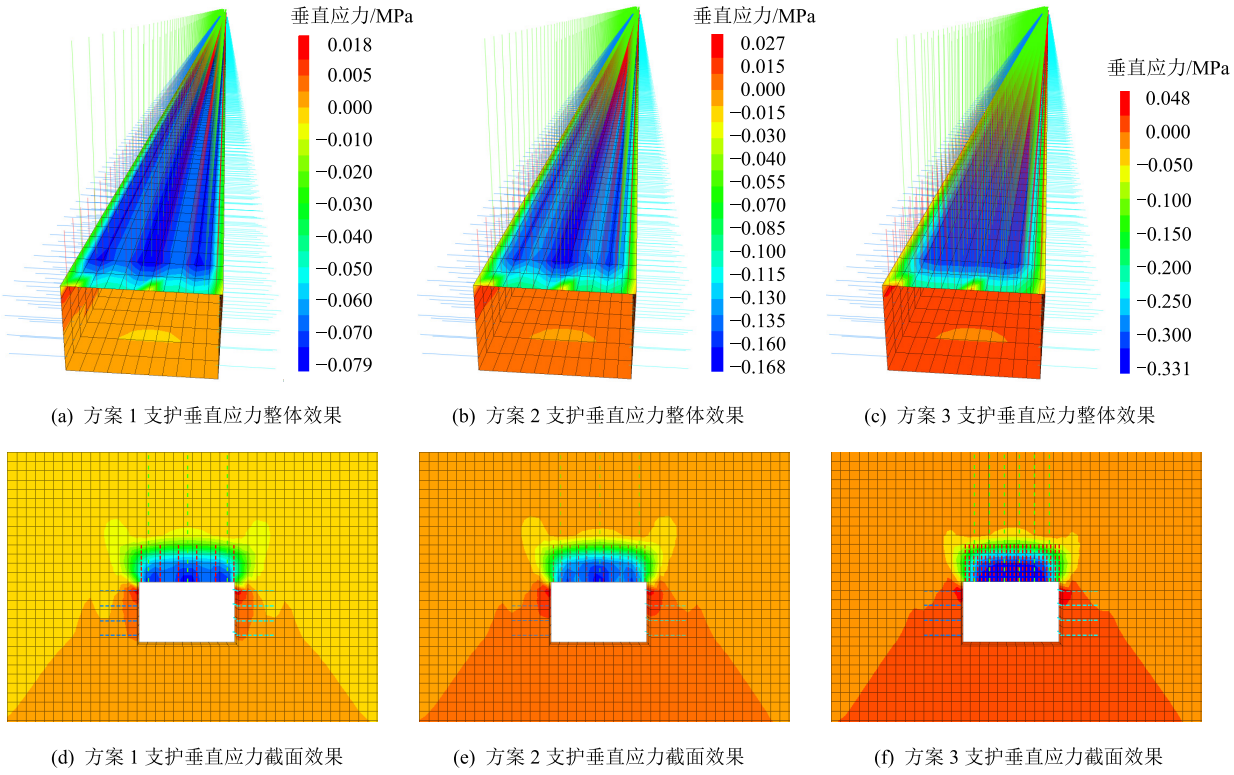
为深入了解巷道支护体与围岩之间的关系，在现场原支护方案基础上，两帮支护形式保持不变，提高顶板支护阻力，采用 FLAC^{3D} 数值模拟内置 Cable 结构单元将试验设计方案进行数值模拟，在不考虑原岩应力及采动应力状态下，对巷道支护体与围岩关系进行研究。巷道锚杆−锚索支护体力学参数与现场选用一致，螺纹钢锚杆、锚索及玻璃钢锚杆破断载荷分别为 186、500、120 kN，其三者预紧力分别为 70、150、60 kN。试验通过增加巷道顶板支护体密度达到提高支护阻力目的，方案设计如表 3 所示。其中方案 1 为现场支护设计方案，计算巷道顶板支护阻力为 0.23 MPa/m^2；方案 2 将顶板支护阻力翻倍为 0.46 MPa/m^2；方案 3 在方案 2 的基础上再加倍为 0.92 MPa/m^2；对比 3 种方案支护体作用效果如图 12 所示。

表 3 数值模拟顶板支护方案

Table 3 Support schemes of roof in numerical simulation

支护材料	方案 1		方案 2		方案 3	
	间排距	根数/排	间排距	根数/排	间排距	根数/排
Φ22 mm×2 000 mm 螺纹钢锚杆	1 000 mm×1 000 mm	6	450 mm×1 000 mm	12	210 mm×1 000 mm	24
Φ22 mm×8 000 mm 锚索	2 100 mm×2 000 mm	3	2 100 mm×1 000 mm	3	1 000 mm×1 000 mm	6

注：方案 1、2、3 支护阻力分别为 0.23、0.46、0.92 MPa/m²。



(a) 方案 1 支护垂直应力整体效果 (b) 方案 2 支护垂直应力整体效果 (c) 方案 3 支护垂直应力整体效果

(d) 方案 1 支护垂直应力截面效果 (e) 方案 2 支护垂直应力截面效果 (f) 方案 3 支护垂直应力截面效果

图 12 3 种支护方案垂直应力效果图

Fig.12 Vertical stress effects of three support schemes

由图 12 可知，支护体在巷道顶板形成明显压应力区，影响深度约为 2.5 m，两帮影响不明显。方案 1 中部及两边形成约 0.08 MPa 的条带状应力集中区域；方案 2 与方案 1 对比在巷道顶板中部，同样呈现条带状分布特征的应力集中区域，但是集中应力峰值约增加 1 倍，达到约 0.17 MPa；方案 3 集中应力分布状态在方案 2 的基础上扩展为一个整体，集中应力范围峰值再次增加一倍，达到约 0.33 MPa。由此可知，巷道顶板支护体密度的加倍能够使顶板围岩产生的压应力集中程度随之加倍，其影响深度相对较小约为 2.5 m，锚索分布位置及数量对应力集中分布特征影响较为明显。

数值模拟重复采动巷道塑性区形态特征，体现原岩应力、采动应力及支护体作用力，三者共同与围岩作用效果。分别截取 22204 工作面推进 600 m 时，一次采动影响区、一次采动影响滞后稳定区、非充分采动影响区，以及 22204 工作面推进 1 000 m，22205 工作面推进 200 m 时的二次采动影响区巷道塑性区对比分析，结果如图 13 所示。

通过对比相同采动影响区域内不同支护方案巷道围岩破坏效果，发现 3 种支护方案塑性区形态、深度及范围基本未发生改变，仅方案 3 塑性区范围产生微小改变，在图中显示只有 1～2 个单元格的减少，可预见在工程上效果也是微小的，此支护密度已经达到每米 24 根锚杆、6 根锚索，这在现场也很难实现。综上所述，当巷道受到采动影响，所处应力场主应力可达几十兆帕，方案 3 理论计算支护体阻力 0.92 MPa，支护体与围岩作用能够达到的压应力峰值只有 0.33 MPa，这与采动所形成的巷道围岩叠加应力场不在同一数量级，通过增加支护密度提高支护阻力，达到改善围岩破坏程度的目的是难以实现的。

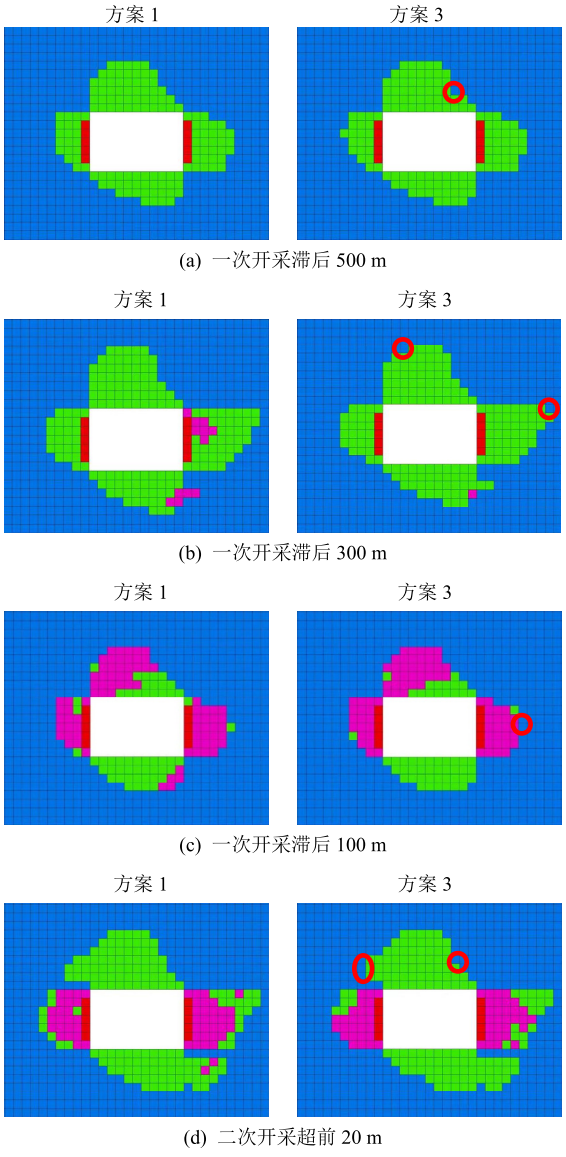


图 13　不同支护方案塑性区效果图

Fig.13　Effects of plastic zone of different support schemes

6　重复采动巷道围岩控制研究

6.1　重复采动巷道围岩稳定控制方法

基于上述分析结果，重复采动巷道采用锚网索支护方式对改善围岩塑性区形态及范围影响有限，根据采空区侧向巷道围岩偏应力环境及塑性区分布特征，充分利用重复采动巷道破坏空间分区域性，以优化开采布局、改善巷道围岩应力环境为根本解决方法，采用分区域补强支护作为围岩稳定性控制的基本保障。

（1）优化开采布局、改善巷道围岩应力环境。由采空区侧向巷道塑性区分布规律研究可知，通过调整巷道与采空区边缘距离的增加，能够从根本上减小巷道围岩偏应力大小及偏转角度，进而减少塑性区破坏范围、降低非均匀形态特征程度。从改善巷道围岩应力状态的角度，将巷道布置在非应力集中区域，进而避免巷道围岩形成大范围破坏，从根本上降低巷道失稳风险。

（2）重复采动巷道采用“防破坏、控变形”的支护理念。巷道锚杆、索支护难以有效控制重复采动围岩破坏和变形。支护理念中防破坏应以“防冒顶”、“防片帮”为重点，控变形应允许巷道发生一定的变形。重复采动形成的加卸荷效应，造成围岩偏应力和应力梯度增高，围岩破坏程度加剧。因此，结合现场实际围岩破坏状态，调整支护参数，降低生产过程中的冒顶、片帮风险。

（3）形成重复采动巷道围岩分区域补强支护控制体系。巷道掘进形成的支护体起到适应一次采动影响围岩破碎产生膨胀变形的目的，在变形量较大位置处采用补打锚索的方法，能够将巷道围岩中的弱结构体进行加强支护，与原支护体共同将已破碎围岩体锚固到稳定岩层，使其能够随巷道围岩一起协调变形，以适应围岩体进一步蠕变变形，提高塑性区内岩体自稳能力。因此，确定合理的补强支护时间和位置是保证其有效性的根本。

6.2　重复采动巷道围岩控制现场试验

现场对 22204 工作面开采过程中观测发现，巷道在相对工作面位置，巷道围岩开始出现明显变形，距工作面越远，变形越明显，尤其是 22204 工作面开采完，距停采线约 260～1 200 m 一次采动影响滞后稳定区域内，围岩变形破坏最为明显，顶板下沉并产生片帮网兜等现象，支护体失效严重，锚索锁具会崩出给行人带来了安全隐患，部分钢带被锚索沿孔眼撕裂、脱落，如图 14 所示。

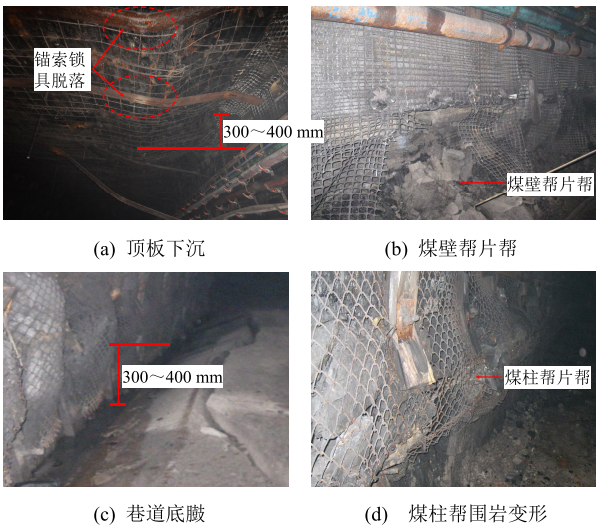


图 14　受采动影响围岩变形破坏图

Fig.14　Deformation and destruction of surrounding rock of gob-side entry influenced by mining

采用钻孔窥视仪对巷道顶板围岩破坏严重区域进行观测，测站布置及结果如图 15 所示。

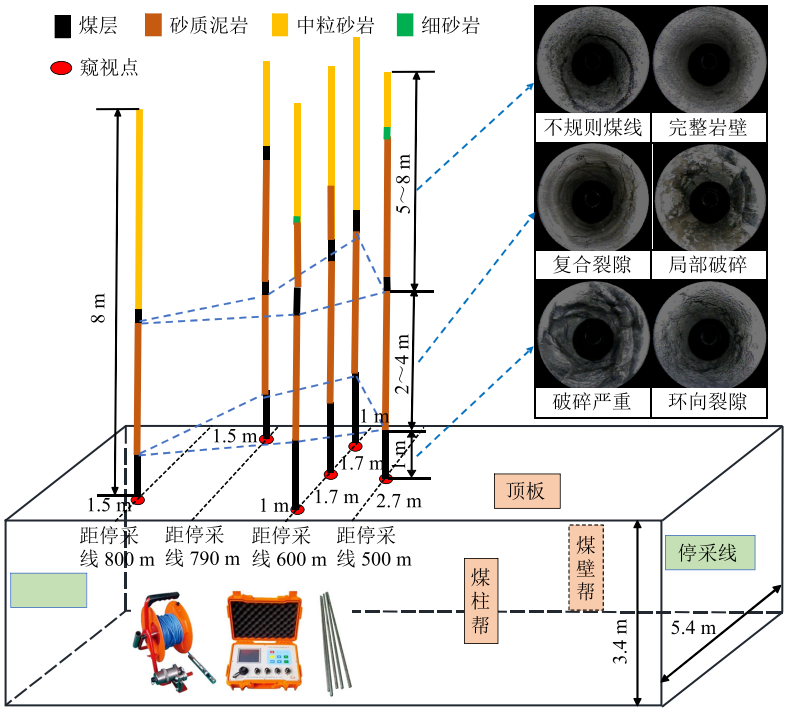


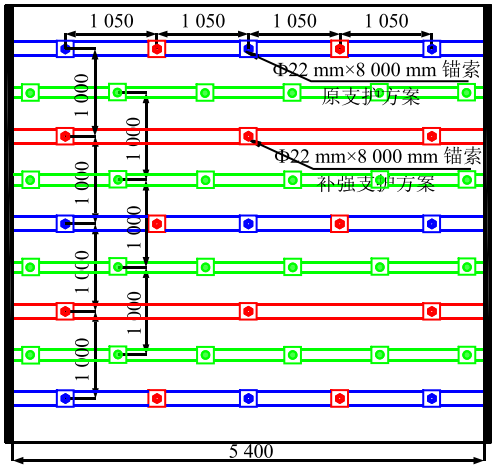
图 15 冒顶隐患区域巷道顶板窥视钻孔布置及结果图

Fig.15 Layout and result of peeping boreholes in roadway roof in hidden danger area of roof fall

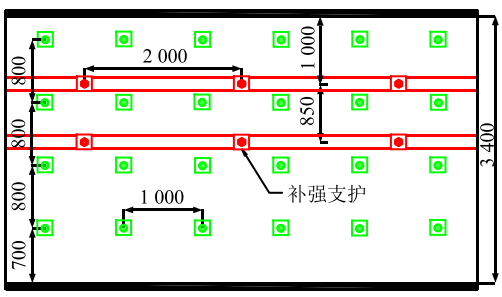
窥视范围内可将顶板围岩按其裂隙发育状态大致分为 3 个区域。①顶板上方 0～1 m 范围内，以煤为主，围岩破碎严重；②顶板上方 2～4 m，砂质泥岩为主，裂隙发育明显，多为复合型裂隙发育，局部横向环形裂隙发育；③顶板上方 5～8 m，中粒砂岩为主，窥视孔壁较完整，存在部分不规则煤线，基本无裂隙发育。围岩最大破坏深度约为 4.53～5.19 m。

结合重复采动巷道围岩分区域破坏特征，一次采动滞后影响稳定区维护距离及周期最长，为重复采动巷道围岩稳定的关键控制区域，在此区域结合现场围岩破坏变形及支护体失效程度，最终确定巷道加强支护位置为距停采线 260～1 200 m，其具体支护控制方案如图 16 所示。

顶板采用 Φ22 mm×8 000 mm 锚索，在原方案基础上，每排加打 2 根锚索，每两排中间增加一排 3 根锚索，间距为 2 100 mm，配合尺寸为 200 mm×140 mm× 8 mm 的 π 型托盘压钢带施工，最终形成“3、5、3、5”形式，排距为 1 m；在已失效锚索附近重新补锚索。两帮采用 Φ22 mm×6 500 mm 锚索，配合钢带，加打两排支护，间排距为 850 mm×2 000 mm，第一排距顶板长为 1 000 mm。现场效果如图 17 所示。



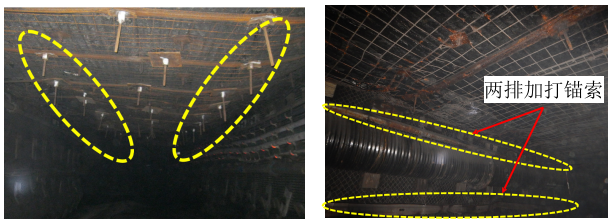
(a) 顶板补强支护参数



(b) 两帮补强支护参数

图 16 巷道补强支护参数平面图（单位：mm）

Fig.16 Reinforcement support parameters of roadway (unit: mm)



(a) 顶板锚索补强加密效果　　(b) 帮部补强支护效果

图 17　巷道补强支护效果图

Fig.17　Effects of reinforcement support of roadway

在顶板补强后顶板中部布置多个为期 17 d 的顶板位移监测站。监测前 8 d 产生 3～8 mm 下沉量，随后基本趋于稳定，且浅部顶板下沉量高于深部。结合窥视结果可知，补强支护体能够将 5 m 以下破碎围岩垮落体锚固在稳定岩层中。二次采动期间，在巷道超前工作面 40 m 范围内布置 5 台超前液压支架。整个巷道服务期间未发生冒顶事故，分次支护能够在保证巷道围岩安全稳定的基础上，有效提高掘进速度、节省支护费用，在现场施工中取得良好的效果。

7　结　论

（1）重复采动巷道围岩塑性区在轴向上都表现出 6 个区域特征，且整体表现出距采空区越远，塑性区破坏深度逐渐减少，形态由非对称分布向对称分布状态转化。

（2）双巷布置工作面留巷位置随着与采空区距离的增加，巷道顶底板及两帮偏应力峰值越小、差距越小，应力环境越稳定，直至达到原岩应力状态，最大主应力方向逐渐由垂直向水平方向偏转，以此揭示出采空区侧向采动巷道塑性区分布特征演化力学机制。

（3）一次采动滞后影响稳定区维护距离及周期最长，且为二次采动塑性区叠加扩展的基础，是重复采动巷道围岩稳定的关键控制区域。

（4）重复采动巷道的围岩稳定控制为：调整巷道布置位置，增加与采空区距离，达到改善巷道围岩破坏状态的方法是行之有效的，在距离已定情况下，提出了重复采动巷道围岩分区域补强支护控制体系。现场实测表明，所提方法能够达到巷道安全稳定目的。

参 考 文 献

[1] 侯朝炯, 郭励生, 勾攀峰. 煤巷锚杆支护[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1999.
HOU Chao-jiong, GUO Li-sheng, GOU Pan-feng. Bolting of coal roadway[M]. Xuzhou: Press of China University of Mining and Technology, 1999.

[2] 钱鸣高, 石平五. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003: 58.
QIAN Ming-gao, SHI Wu-ping. Mine pressure and strata control[M]. Xuzhou: Press of China University of Mining and Technology, 2003: 58.

[3] 康红普, 颜立新, 郭相平, 等. 回采工作面多巷布置留巷围岩变形特征与支护技术[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(10): 2022-2036.
KANG Hong-pu, YAN Li-xin, GUO Xiang-ping, et al. Characteristics of surrounding rock deformation and reinforcement technology of retained entry in working face with multi-entry layout[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2012, 31(10): 2022-2036.

[4] 成云海, 姜福兴, 庞继禄. 特厚煤层综放开采采空区侧向矿压特征及应用[J]. 煤炭学报, 2012, 37(7): 1088-1093.
CHENG Yun-hai, JIANG Fu-xing, PANG Ji-lu. Research on lateral strata pressure characteristic in goaf of top coal caving in extra thick coal seam and its application[J]. **Journal of China Coal Society**, 2012, 37(7): 1088-1093.

[5] 许兴亮, 田素川, 李俊生, 等. 小纪汗煤矿工作面顶板破断结构对巷道矿压影响规律研究[J]. 煤炭学报, 2017, 42(2): 308-314.
XU Xing-liang, TIAN Su-chuan, LI Jun-sheng, et al. Influence law of roof breaking structure of working face on roadway pressure in Xiaojihan coal mine[J]. **Journal of China Coal Society**, 2017, 42(2): 308-314.

[6] 李季, 马念杰, 丁自伟. 基于主应力方向改变的深部沿空巷道非均匀大变形机理及稳定性控制[J]. 采矿与安全工程学报, 2018, 35(4): 670-676.
LI Ji, MA Nian-jie, DING Zi-wei. Heterogeneous large deformation mechanism based on change of principal stress direction in deep gob side entry and control[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2018, 35(4): 670-676.

[7] 王书文, 毛德兵, 潘俊锋, 等. 采空区侧向支承压力演化及微震活动全过程实测研究[J]. 煤炭学报, 2015, 40(12): 2772-2779.
WANG Shu-wen, MAO De-bing, PAN Jun-feng, et al. Measurement on the whole process of abutment pressure evolution and microseismic activities at the lateral strata of goaf[J]. **Journal of China Coal Society**, 2015, 40(12): 2772-2779.

[8] 王书文, 鞠文君, 潘俊锋. 临空留巷底板冲击地压启动区判定与分步防治技术[J]. 煤炭学报, 2017, 42(11): 2799-2807.
WANG Shu-wen, JU Wen-jun, PAN Jun-feng. Determination on start-up area for floor rock burst at retained entry and its stepwise control technology[J]. **Journal of China Coal Society**, 2017, 42(11): 2799-2807.

[9] 潘俊锋, 王书文, 刘少虹, 等. 双巷布置工作面外围巷道冲击地压启动机理[J]. 采矿与安全工程学报, 2018, 35(2): 291-298.
PAN Jun-feng, WANG Shu-wen, LIU Shao-hong, et al. Rock burst start-up mechanism of peripheral roadway in double entry layout workface[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2018, 35(2): 291-298.

[10] 陈正拜, 李永亮, 杨仁树, 等. 窄煤柱巷道非均匀变形机理及支护技术[J]. 煤炭学报, 2018, 43(7): 1847-1857.
CHEN Zheng-bai, LI Yong-liang, YANG Ren-shu, et al. Non-uniform deformation mechanism and support technology of narrow coal pillar roadway[J]. **Journal of China Coal Society**, 2018, 43(7): 1847-1857.

[11] 王琦, 樊运平, 李刚, 等. 厚煤层综放双巷工作面巷间煤柱尺寸研究[J]. 岩土力学, 2017, 38(10): 3009-3016.
WANG Qi, FAN Yun-ping, LI Gang, et al. Determination of coal pillar width between roadways of fully mechanised caving face with double roadways layout in a thickcoal seam[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2017, 38(10): 3009-3016.

[12] 赵志强, 马念杰, 刘洪涛, 等. 巷道蝶形破坏理论及其应用前景[J]. 中国矿业大学学报, 2018, 47(5): 969-978.
ZHAO Zhi-qiang, MA Nian-jie, LIU Hong-tao, et al. A butterfly failure theory of rock mass around roadway and its application prospect[J]. **China University of Mining and Technology**, 2018, 47(5): 969-978.

[13] 马念杰, 李季, 赵志强. 圆形巷道围岩偏应力场及塑性区分布规律研究[J]. 中国矿业大学学报, 2015, 44(2): 206-213.
MA Nian-jie, LI Ji, ZHAO Zhi-qiang. Distribution of the deviatoric stress field and plastic zone in circular roadway surrounding rock[J]. **Journal of China University of Mining & Technology**, 2015, 44(2): 206-213.

[14] 郭晓菲, 马念杰, 赵希栋, 等. 圆形巷道围岩塑性区的一般形态及其判定准则[J]. 煤炭学报, 2016, 41(8): 1871-1877.
GUO Xiao-fei, MA Nian-jie, ZHAO Xi-dong, et al. General shapes and criterion for surrounding rock mass plastic zone of round roadway[J]. **Journal of China Coal Society**, 2016, 41(8): 1871-1877.

[15] 王卫军, 袁超, 余伟健, 等. 深部大变形巷道围岩稳定性控制方法研究[J]. 煤炭学报, 2016, 41(12): 2921-2931.
WANG Wei-jun, YUAN Chao, YU Wei-jian, et al. Stability control method of surrounding rock in deep roadway with large deformation[J]. **Journal of China Coal Society**, 2016, 41(12): 2921-2938.

[16] 刘洪涛, 吴祥业, 镐振, 等. 双巷布置工作面留巷塑性区演化规律及稳定控制[J]. 采矿与安全工程学报, 2017, 34(4): 689-697.
LIU Hong-tao, WU Xiang-ye, HAO Zhen, et al. Evolution law and stability control of plastic zones of retained entry of working face with double roadways layout[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2017, 34(4): 689-697.

[17] 吴祥业, 刘洪涛, 李建伟, 等. 重复采动巷道塑性区时空演化规律及稳定控制[J]. 煤炭学报, 2020, 45(10): 3389-3400.
WU Xiang-ye, LIU Hong-tao, LI Jian-wei, et al. Space-time evolutionary regularity of plastic zone and stability control in repetitive mining roadway[J]. **Journal of China Coal Society**, 2020, 45(10): 3389-3400.

[18] 吕坤, 邓志刚, 冯吉成. 叠加采动影响下保留巷道围岩破坏机理及其控制技术[J]. 采矿与安全工程学报, 2019, 36(4): 686-695.
LYU Kun, DENG Zhi-gang, FENG Ji-cheng, et al. Surrounding rock failure mechanism of reserved roadway under superimposed mining and its control technology[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2019, 36(4): 686-695.

[19] 程利兴, 姜鹏飞, 杨建威, 等. 深井孤岛工作面巷道围岩采动应力分区演化特征[J]. 岩土力学, 2020, 41(12): 4078-4086.
CHENG Li-xing, JIANG Peng-fei, YANG Jian-wei, et al. Evolution characteristics of mining-induced stress partition of roadway surrounding rock on working face of deep island[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2020, 41(12): 4078-4086.

[20] 孟庆彬, 韩立军, 张帆舸, 等. 深部高应力软岩巷道耦合支护效应研究及应用[J]. 岩土力学, 2017, 38(5): 1424-1435+1444.
MENG Qing-bin, HAN Li-jun, ZHANG Fan-ge, et al. Coupling support effect on high-stress deep soft rock

roadway and its application[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2017, 38(5): 1424-1435+1444.

[21] 吴祥业, 毛凯军, 武飞岐, 等. 火成岩侵入区巷道冒顶机理及支护效果[J]. 煤炭科学技术, 2017, 45(12): 13-18.
WU Xiang-ye, MAO Kai-jun, WU Fei-qi, et al. Support effect and roof falling mechanizm of mine roadway in igneous rock intrustion area[J]. **Coal Science and Technology**, 2017, 45(12): 13-18.

[22] 刘伟锋, 庄昕. 补连塔矿回风大巷冒顶机理及补强支护技术[J]. 煤矿安全, 2019, 50(8): 88-91.
LIU Wei-feng, ZHUANG Xin. Roof fall mechanism analysis and reinforced support technology of return roadway in Bulianta mine[J]. **Safety in Coal Mines**, 2019, 50(8): 88-91.

[23] 蒋力帅, 武泉森, 李小裕, 等. 采动应力与采空区压实承载耦合分析方法研究[J]. 煤炭学报, 2017, 42(8): 1951-1959.
JIANG Li-shuai, WU Quan-sen, LI Xiao-yu, et al. Numerical simulation on coupling method between mining-induced stress and goaf compression[J]. **Journal of China Coal Society**, 2017, 42(8): 1951-1959.

[24] 布雷迪 B H G, 布朗 E T. 地下采矿岩石力学[M]. 佘诗刚, 朱万成, 赵文, 等译. 北京: 科学出版社, 2011: 23.
BRADY B H G, BROWN E T. Rock mechanics for underground mining[M].Translated by SHE Shi-gang, ZHU Wan-cheng, ZHAO Wen, et al. Beijing: Science Press, 2011: 23.

[25] 武精科, 阚甲广, 谢生荣, 等. 深井高应力软岩沿空留巷围岩破坏机制及控制[J]. 岩土力学, 2017, 38(3): 793-800.
WU Jing-ke, KAN Jia-guang, XIE Sheng-rong, et al. Failure mechanisms and control of surrounding rock of deep gob-side entry retaining in soft rock strata under high stress[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2017, 38(3): 793-800.

[26] 谢福星, 何富连, 殷帅峰, 等. 强采动大断面沿空煤巷围岩非对称控制研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2016, 33(6): 999-1007.
XIE Fu-xing, HE Fu-lian, YIN Shuai-feng, et al. Study on asymmetriccontrol of surrounding rock in coal roadway with strong mining face and large section[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2016, 33(6): 999-1007.

《岩土力学》2021 年第 5 期被 EI 收录论文（27 篇，收录率 100%）

序号	论文题名	作者	页码
1	红黏土土层锚杆界面剪切应力松弛试验及其模型	陈昌富，杜　成，朱世民，等	1201－1209
2	基于能量耗散理论的岩石塑性–损伤本构模型	马秋峰，刘志河，秦跃平，等	1210－1220
3	二次炭化温度对热压型煤力学性质及微观结构影响的试验研究	彭守建，王瑞芳，许　江，等	1221－1229
4	煤层钻孔降倾–控变–耗能防冲机制试验研究	王爱文，高乾书，潘一山	1230－1244
5	珊瑚礁岛钙质砂细颗粒渗透运移规律研究	鞠远江，胡明鉴，秦坤坤，等	1245－1252
6	基于时频分析的微震 P 波和 S 波到时联合拾取方法	贾宝新，李　峰，周琳力，等	1253－1265
7	高速铁路 X 形桩桩网复合地基动态响应分析	牛婷婷，孙广超	1266－1280
8	南海珊瑚砂地基承载力模型试验研究	沈　扬，冯照雁，邓　珏，等	1281－1290
9	软弱层峰前循环剪切宏细观累积损伤机制研究	刘新荣，许　彬，周小涵，等	1291－1303
10	跨活断层深埋隧道轴线错动位移模式试验研究	刘小岩，张传庆，史铁勇，等	1304－1312
11	列车轴载作用下轨道–横观各向同性地基动力响应	李义成，冯世进	1313－1324
12	基于扰动状态概念的饱和黏土热弹塑性本构模型	孙增春，郭浩天，刘汉龙，等	1325－1334
13	岩体破裂震源机制解类型判据的改进及应用研究	刘胤池，李庶林，唐　超	1335－1344
14	连续渗透边界下非饱和土竖井地基固结解析解	秦爱芳，江良华，许薇芳，等	1345－1354
15	堆积体滑带土非饱和–饱和渗透特性试验研究	李　跃，徐卫亚，易　魁，等	1355－1362
16	预切槽和 TBM 机械滚刀的新型联合破岩模式研究	徐福通，卢景景，周　辉，等	1363－1372
17	基于浆液流变性的深埋岩层纵向劈裂注浆理论研究	刘向阳，程　桦，黎明镜，等	1373－1380
18	冻融循环作用下砂岩层进式损伤劣化规律研究	刘　杰，张　瀚，王瑞红，等	1381－1394

（未完，见第 234 页）