

# 遗留煤柱影响下回采巷道变形特征 及分区域支护方法

李小全, 彭小跃\*, 李勇, 程涛, 周安平

(湖南煤业股份有限公司 周源山矿业分公司, 湖南 郴州 423401)

**摘要:** 针对近距离煤层遗留煤柱作用下回采巷道稳定性控制问题, 以周源山煤矿 3232 运巷为研究背景, 将 3232 运巷与 1 号煤遗留煤柱的空间位置关系划分为 3 种情况, 综合运用现场调研、室内试验、数值模拟和现场测试等方法, 系统研究 3 种情况下 3232 运巷顶板垂直应力分布特征与变形特征, 探讨 3232 运巷大变形的成因。结果表明: 3232 运巷顶板应力分布在巷道空间走向上具有明显的分段特征, 在上遗留煤柱与巷道空间纵向上具有分区特征; 3232 运巷在走向上表现出明显的分区域大变形特征。顶板围岩强度低、垂直应力大、顶板围岩结构差以及顶板支护强度不足是造成 3232 运巷大变形的主要原因。针对 3232 运巷分区域大变形特征, 提出分区域加强支护原则, 经验证, 所提方案能够有效控制 3232 运巷稳定性。

**关键词:** 近距离煤层; 遗留煤柱; 回采巷道; 大变形; 分区域支护

中图分类号: TD353

文献标志码: A

文章编号: 1672-9102(2024)04-0033-09

## Deformation Characteristics and Regional Support Method of Mining Roadway Under the Influence of Legacy Coal Pillar

LI Xiaoquan, PENG Xiaoyue, LI Yong, CHENG Tao, ZHOU Anping

(Hunan Coal Industry Co., Ltd., Zhouyuanshan Mining Branch, Chenzhou 423401, China)

**Abstract:** Aiming at the stability control of mining roadway under the influence of legacy coal pillar in close-distance coal seam, this paper takes 3232 roadway in Zhouyuanshan Coal Mine as the research background, divides the spatial position relationship between 3232 roadway and legacy coal pillar in 1 coal seam into three situations, and systematically studies the vertical stress distribution and deformation characteristics of 3232 roadway roof under three situations by means of field investigation, indoor test, numerical simulation and field test. Results show that the stress distribution of the roof of 3232 roadway has obvious segmentation characteristics in the spatial direction of roadway, and it has zoning characteristics in the vertical direction of the legacy coal pillar and roadway space. 3232 roadway shows obvious characteristics of large deformation in different regions along the strike. Low roof surrounding rock strength, large vertical stress, poor roof surrounding rock structure and insufficient roof support strength are the main reasons for the large deformation of 3232 roadway. According to the large deformation characteristics of 3232 roadway in different regions, the principle of strengthening support in different regions is put forward. It is verified that the proposed scheme can effectively control the stability of 3232 roadway.

**Keywords:** close range coal seams; legacy coal pillar; mining roadway; large deformation; sub-region supporting

近距离煤层开采在我国煤层开采中占有很大比重, 且煤层间多采用下行式开采<sup>[1-3]</sup>。由于相邻煤层间距较近, 受上部煤层采动及上遗留区段煤柱影响, 下部煤层裂隙发育, 稳定性差; 下煤层回采巷道掘进

时,矿山压力显现剧烈,变形破坏严重,维护困难,严重影响矿井的安全生产<sup>[4]</sup>.因此,研究近距离煤层遗留煤柱下的回采巷道稳定性控制,对保证工作面安全、高效生产具有重要意义.

近年来,许多专家学者和现场技术人员从多角度对近距离煤层开采展开了大量研究,并取得了丰富的成果.汪北方等<sup>[5]</sup>运用相似物理试验、理论分析等方法,研究极近距离厚煤层房式采空区下综放工作面顶板破断失稳规律;岳占喜等<sup>[6]</sup>认为近距离煤层上覆煤层开采后会在遗留边界煤柱附近围岩内形成“椭圆应力拱”结构,从而对下伏煤层巷道产生附加应力,并给出了下伏煤层底板附加应力的计算方法;杨国枢等<sup>[7]</sup>研究发现近距离煤层群下部煤层开采时极易形成典型“垮落带累加”的采场覆岩结构;周子龙等<sup>[8]</sup>采用重整化群方法,得到矿柱群系统整体失稳的临界概率,建立一种评价矿柱群整体稳定性的有效方法;朱卫兵等<sup>[9]</sup>认为下煤层工作面开切眼侧及工作面正上方房采煤柱承受横向不均匀的轴向压力,是边界处房采煤柱发生对角斜切破坏模式的主要原因;郝登云等<sup>[10]</sup>采用现场测试与数值模拟相结合的方法探讨诱发采空区下方近距离特厚煤层回采巷道变形破坏的主要影响因素;赵洪宝等<sup>[11]</sup>通过研究孤岛煤柱影响下巷道围岩主应力分布特征,发现主应力的偏转导致巷道围岩塑性区呈“对角式”发育,揭示了孤岛煤柱影响下巷道围岩非对称性变形机制;马振乾等<sup>[12]</sup>以某矿 II82 采区近距离煤层重复开采为工程背景,分析近距离煤层重复开采过程中煤层底板应力的周期性波动现象;王宝优等<sup>[13]</sup>针对上层煤残留煤柱集中应力影响下,回采巷道布置难度大、支护困难等工程难题,引入错层位巷道布置采煤法,并结合数值模拟确定下区段沿底巷道位置.

综上所述,前人的研究成果为极近距离煤层安全开采作出了重大贡献.但极近距离煤层回采巷道支护的难点在于其上煤层采空区及遗留煤柱空间位置分布影响较大,巷道围岩应力集中具有明显的分区分段性,特别是上煤层未采煤体及残留煤柱集中应力叠加影响下的巷道矿压显现愈加剧烈,很难采用一种支护方式确保整条巷道的稳定性.因此,本文以湖南省周源山煤矿近距离薄煤层为研究背景,系统地研究上煤层遗留煤柱位置对下煤层回采巷道稳定性的影响,提出分区、分段、动态支护原则,以期类似巷道支护提供参考依据.

## 1 工程概况

### 1.1 3232 工作面位置及井上下关系

3号煤位于杨梅垅组上段,为全井田可采,该面对应地表位于张家垅到上洞村,南东边隅有团结村、南西边隅有樊家村.平面坐标横坐标(东西方向) $X=2\ 878\ 617\sim 2\ 879\ 113\ \text{m}$ ,纵坐标(南北方向) $Y=38\ 426\ 222\sim 38\ 426\ 610\ \text{m}$ ,地面标高 $+145\sim +165\ \text{m}$ ,工作面底板标高 $-650\sim -680\ \text{m}$ .本工作面为3232工作面,研究巷道为3232运巷.1号煤位于3号煤上方,2煤层间距25 m左右,目前1号煤已开采完毕.3232运巷与1号煤遗留煤柱的空间关系如图1所示,共分为3种情况:(p)为3232运巷位于1号煤遗留煤柱偏3212采空区斜下侧,(q)为3232运巷位于1号煤遗留煤柱正下方,(r)为3232运巷位于1号煤遗留煤柱偏22112采空区斜上侧.

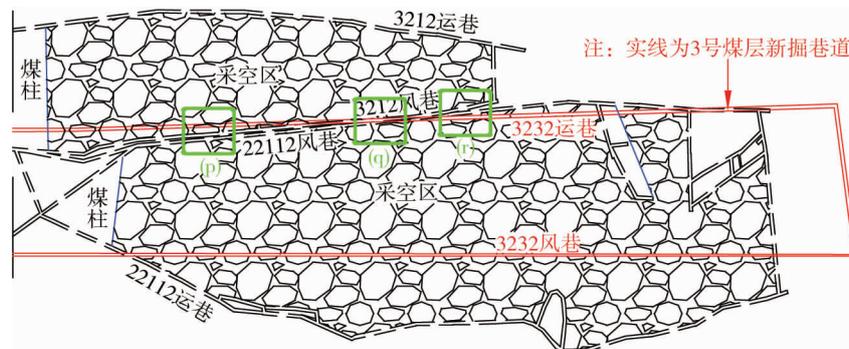


图1 3232运巷与1号煤遗留煤柱的空间位置

### 1.2 3232 工作面地质概况

3212与22112工作面老顶为2.8 m的灰白色细砂岩,硅质胶结,致密坚硬;直接顶为3.0 m的黑色砂

质泥岩,夹有泥岩和少量砂岩;直接底和老底均为泥岩.3232 工作面所采 3 号煤煤层总厚度为 2.1~2.4 m,平均厚度为 2.2 m,煤层较稳定,由青煤和片煤组成.煤层整体呈单斜构造,倾向 NW,煤层走向在 27°~39°,平均走向 34°,煤层倾角 16°~21°,平均倾角 18°.3232 工作面老顶为 3.0 m 的黑色砂质泥岩,节理发育,夹有煤线;直接顶为 0.7 m 的黑色炭质泥岩;伪顶为 1.80 m 的灰黑色砂质泥岩;直接底为 6.22 m 的灰色细砂岩,致密坚硬.3232 工作面综合柱状图如图 2 所示.

岩性	柱状	厚度 /m	累计厚度 /m	岩性描述
细砂岩		10.2	687.2	致密薄层石英细砂岩,微波状和水平层理发育
砂质泥岩		44.0	731.2	灰色砂质泥岩为主,中部偶夹砂岩,薄层状层理
细砂岩		2.8	734.0	灰白色砂岩,硅质胶结,致密坚硬
砂质泥岩		3.0	737.0	灰黑色泥岩,砂质泥岩,偶夹少量砂岩
1号煤层		1.2	738.2	一煤,煤层结构简单
泥岩		19.5	757.7	深灰色砂质泥岩,水平层理
砂质泥岩		3.0	760.7	黑色砂质泥岩,节理发育,夹有煤线
碳质泥岩		0.7	761.4	黑色,鳞片状,局部尖灭
砂质泥岩		1.8	763.2	灰黑色,薄层状
3号煤层		2.1	765.3	三煤,煤层结构复杂,由青煤和片煤组成
细砂岩		6.2	771.5	灰色细砂岩,致密坚硬,夹泥岩和方解石脉
泥岩		3.7	775.2	黑色泥岩
砂质泥岩		10.8	786.0	深灰色砂质泥岩,底部有细砂岩

图 2 3232 工作面综合柱状图

### 1.3 3232 运巷支护方案

3232 运巷从 32-680 石门 3 号煤处开口,为梯形断面,毛宽 3 200 mm,净宽 2 800 mm,毛高 2 700 mm,净高 2 400 mm.巷道掘进断面面积 9.2 m<sup>2</sup>,净断面面积 7.2 m<sup>2</sup>.采用锚网加 W 钢带加锚索加钢板支护,两帮锚杆加网加梯子梁支护.锚索排间距为 800 mm×800 mm,顶板每排 4 根,两帮锚杆 7 根.每根锚杆使用 2 支 MSCKb2835 树脂锚固剂锚固,MSCKb2835 锚固剂长度为 350 mm.菱形网规格为长×宽=2 500 mm×1 700 mm,网片之间用联网器扭结成环.顶板破碎菱形网自连困难时,采用 10<sup>#</sup>铁丝每隔 200 mm 连接一处.支护形式如图 3 所示.

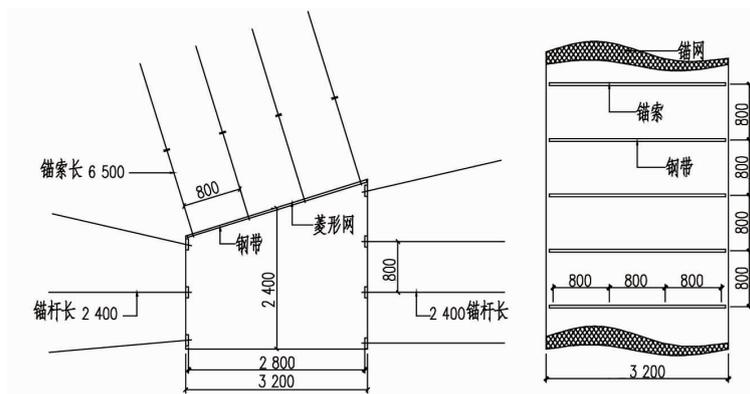


图 3 3232 运巷支护形式(单位:mm)

## 2 3232 运巷顶板应力演化

### 2.1 数值模型的建立

数值计算模型根据工作面综合地质柱状图构建,共划分为 13 层,模型尺寸长×宽×高=200 m×100 m×140 m,网格划分为 353 200 个单元和 368 934 个节点.模型四周采用应力边界,底部采用固定位移边界,模型上部施加均布面力,水平和垂直位移不进行约束,采用摩尔-库伦模型.煤层顶底板岩层物理力学参数见表 1.为了研究上遗留煤柱空间关系对 3232 运巷稳定性的影响,共设计 7 种模拟方案,以 3212 风巷为基准,3232 运巷从左到右错距分别为-18,-12,-6,0,6,12,18 m,其中错距-18,-12,-6 m 为 3232 运巷位于 1 号煤遗留煤柱偏 3212 采空区斜下侧情况;错距 0 m 为 3232 运巷位于 1 号煤遗留煤柱正下方情况;错距 6,12,18 m 为 3232 运巷位于 1 号煤遗留煤柱偏 22112 采空区斜上侧情况.整体模型如图 4 所示.

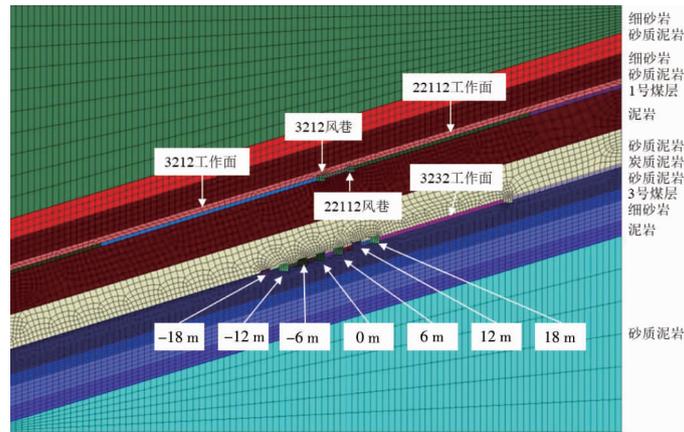


图 4 数值模型

表 1 岩层力学参数

岩性	密度/(kg·m <sup>-3</sup> )	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	抗拉强度/MPa	黏聚力/MPa	内摩擦/(°)
细砂岩	2 600	9.1	6.5	1.10	3.30	36
砂质泥岩	2 200	3.1	1.8	1.00	1.20	24
炭质泥岩	2 530	8.8	7.4	1.13	1.21	34
1 号煤层	1 600	1.3	0.6	0.60	0.70	22
3 号煤层	1 600	1.3	0.6	0.60	0.70	22
泥岩	2 740	6.0	3.9	3.00	1.20	28

### 2.2 数值模拟结果与顶板应力分布

为了保证应力演化与现场情况的一致性,模型分 6 步进行计算.第 1 步:在模型上部施加 11.85 MPa 均布面力,计算至平衡;第 2 步:开挖 3212 风巷,计算至平衡;第 3 步:回采 3212 工作面,计算至平衡;第 4 步:开挖 22112 风巷,计算至平衡;第 5 步:回采 22112 工作面,计算至平衡;第 6 步:开挖 3232 运巷,计算至平衡.分别在 3232 运巷顶板上方 1,3,5,7 m 的位置布置测线(如图 5 所示),监测 3232 运巷顶板应力分布特征,监测结果如图 6 所示.

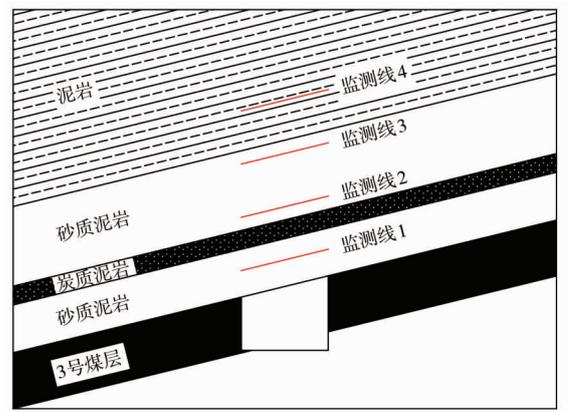


图 5 测线布置

由图 6a 顶板上方 1 m 的垂直应力图可以看出:错距-6 m 时,3232 运巷顶板垂直应力最大,最大值位于巷道高帮顶板处,约 8.42 MPa;错距-12 m 时,3232 运巷顶板垂直应力最小,最小值位于距巷道低帮顶板 1 m 左右处,约 1.98 MPa.由图 6b 顶板上方 3 m 的垂

直应力图可以看出:垂直应力最大时的错距由-6 m向0 m过渡,最大值位于错距0 m时的巷道高帮顶板处,约8.26 MPa;错距-12 m时,3232运巷顶板垂直应力最小,最小值转移至巷道低帮顶板处,约4.36 MPa.由图6c顶板上方5 m的垂直应力图可以看出:错距0 m时,3232运巷顶板垂直应力最大,最大值位于巷道高帮顶板处,约9.12 MPa;垂直应力最小时的错距由-12 m向-6 m过渡,最小值为错距-6 m时巷道高帮顶板处,约5.95 MPa.由图6d顶板上方7 m的垂直应力图可以看出:垂直应力最大时的错距由0 m向6 m过渡;最大值为错距6 m时巷道高帮顶板处,约10.06 MPa;错距-6 m时,3232运巷顶板垂直应力最小,最小值位于距巷道低帮0.4 m左右处,约6.64 MPa.3232运巷顶板应力分布在巷道走向上具有明显的分段特征,且在上遗留煤柱与巷道空间纵向上具有分区特征.

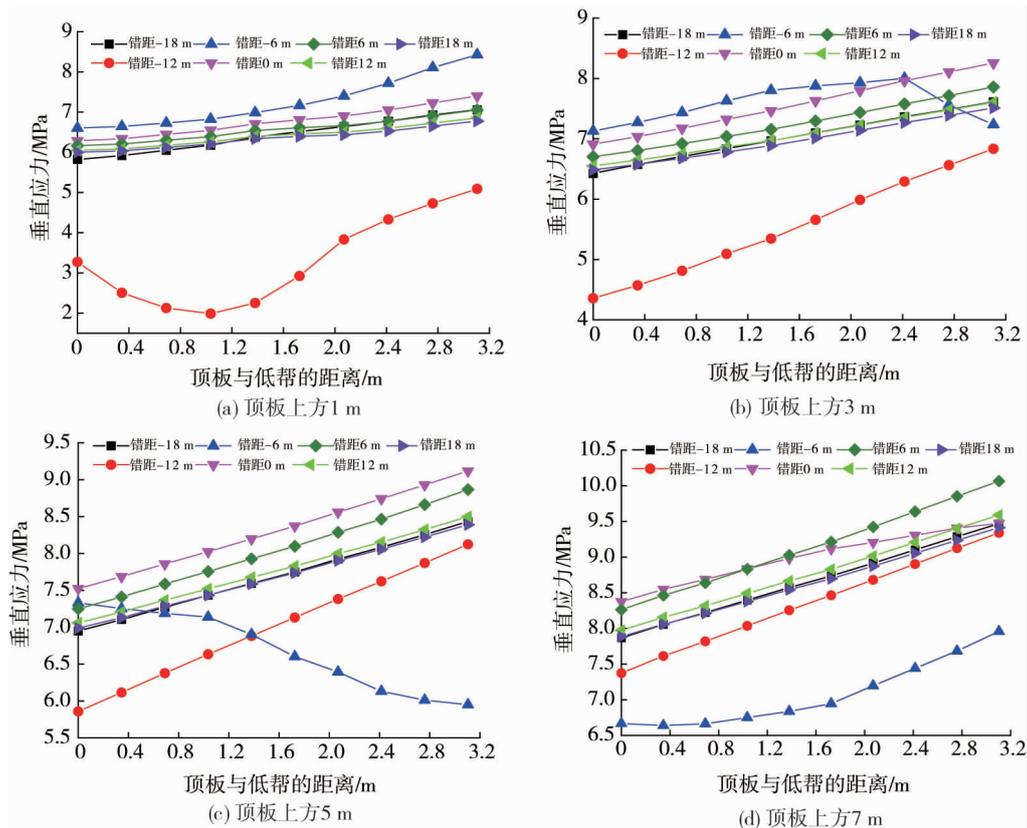


图6 3232运巷顶板应力分布特征

### 3 3232运巷变形特征及大变形成因

#### 3.1 3232运巷变形特征

图7为原支护情况下3232运巷变形特征.由图7a可以看出:不同错距条件下巷道顶板下沉规律大体相同,从巷道低帮到巷道高帮,顶板下沉量呈现出先增大再减小的趋势,下沉量最大值均在距巷道低帮2 m左右处,但巷道与上遗留煤柱的错距不同,巷道顶板下沉程度有明显不同,错距为0,6,12,18 m时顶板下沉量均超过1 000 mm,远大于错距为-18,-12,-6 m的顶板下沉量.由图7b可以看出:不同错距巷道底板鼓出程度与顶板下沉程度一致,巷道顶板下沉量越大其底板鼓出量相应越大.由图7c可以看出:不同错距巷道低帮移进规律大体相同,由巷道底板到巷道顶板低帮移近量呈现出先增大再减小的趋势,移近量最大值均在距巷道底板0.7 m处,但巷道与上遗留煤柱的错距不同,巷道低帮移进程度有明显不同,移近量从大到小对应的错距依次为12,18,6,0,-6,-12,-18 m.由图7d可以看出:不同错距巷道高帮移近量最大值均在距巷道底板1.8 m高度处,巷道高帮移近量最大值从大到小对应的错距依次为6,0,-6,-12,-18,12,18 m.总体来看,3232运巷在走向上表现出明显的分区域大变形特征,严重影响巷道的正常使用.

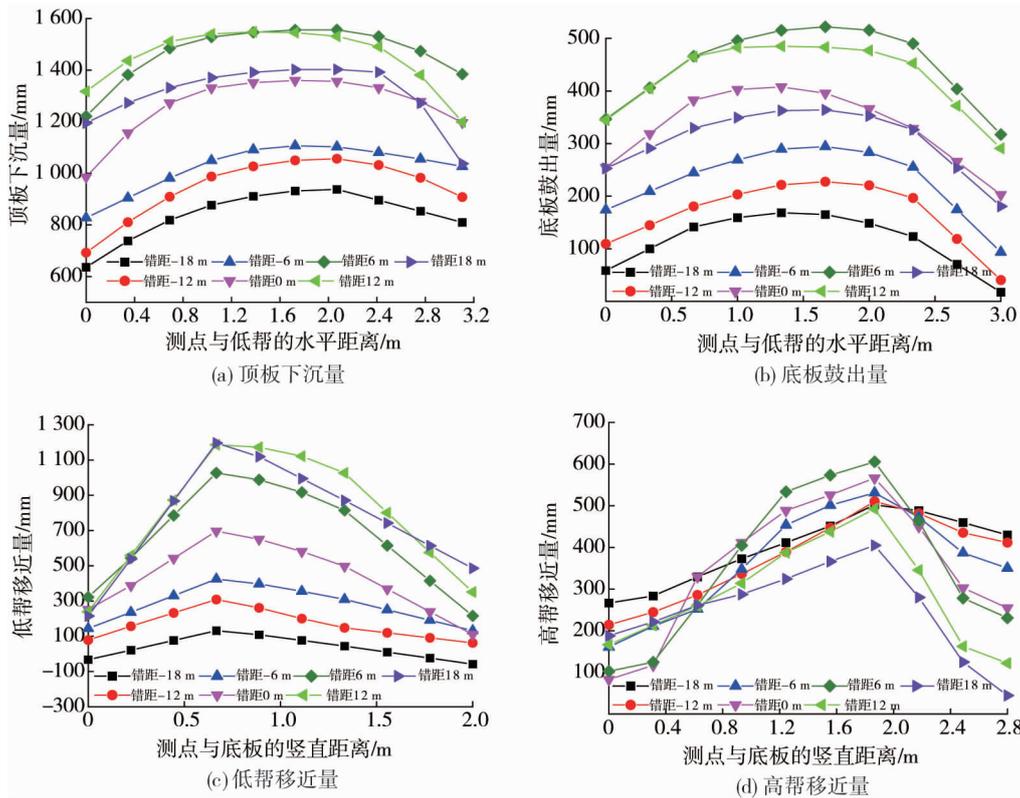


图7 3232 运巷变形特征

### 3.2 3232 运巷大变形成因分析

#### 3.2.1 巷道顶板围岩强度低

表2为3232运巷顶板岩样点载荷试验结果,可以看出,3232运巷顶板岩体平均抗压强度为6.1 MPa,抗拉强度为0.23 MPa.说明巷道围岩在三轴高应力状态下开挖卸荷后,围岩强度发生了较大程度的弱化<sup>[14]</sup>,使得巷道围岩极易发生大变形破坏.

表2 顶板岩石强度

试样类别	未修正的 $\bar{I}_s$ /MPa	修正的 $\bar{I}_{s(50)}$ /MPa	未修正的 $R_c$ /MPa	未修正 $R_t$ /MPa	修正的 $R_c$ /MPa	修正的 $R_t$ /MPa
顶板	0.64	0.53	7.37	0.28	6.10	0.23

注:  $\bar{I}_s$  为试件平均点载荷强度指数,MPa;  $\bar{I}_{s(50)}$  为第50个试件的点荷载指数,MPa;  $R_c$  为等效抗压强度,MPa;  $R_t$  为等效抗拉强度,MPa

#### 3.2.2 垂直应力大

由2.2节分析结果可知:巷道围岩应力分布有明显的非对称性,特别是在上煤层未采煤体及上遗留煤柱集中应力叠加影响下,垂直应力较高,巷道矿压显现愈加剧烈.另外,由于3232运巷距离较长,与上遗留煤柱空间位置关系复杂,应力分布极不均匀,巷道围岩势必出现分区域大变形特征.

#### 3.2.3 顶板围岩结构差

图8为3232运巷顶板围岩结构钻孔窥视图,可以看出3232顶板围岩破碎深度超过3 m,裂隙发育深度超过6 m,钻孔深度达到7 m时,围岩结构才相对完整.锚杆、锚索支护作为主动支护构件,对裂隙岩体支护效果较好,对极破碎围岩支护效果欠佳.只有当该顶板下沉变形到一定程度,顶板出现节理、裂隙等结构面并变为破碎结构顶板时,锚杆、锚索才能发挥其支护作用,且要求支护结构必须一定的变形能力;当顶板过度破碎之后,失去承载能力,此时锚杆、锚索没有着力点便难以起到锚固作用<sup>[15]</sup>.

#### 3.2.4 顶板支护强度不足

巷道顶板来压时会对锚索产生较大的拉应力,若锚索的锚固强度不够或锚索体与外锚结构不匹配都会造成锚索体系失效,此时锚索发生拉伸破坏,从而造成顶板岩体的整体垮落.3232运巷锚索长度为

6.5 m,间排距为 800 mm×800 mm,而由钻孔窥视结果可知,3232 顶板围岩裂隙发育深度超过 6 m,钻孔深度达到 7 m 时,围岩结构才相对完整,且间排距过大,难以形成大的锚固力,由此可见锚索体支护强度不足.

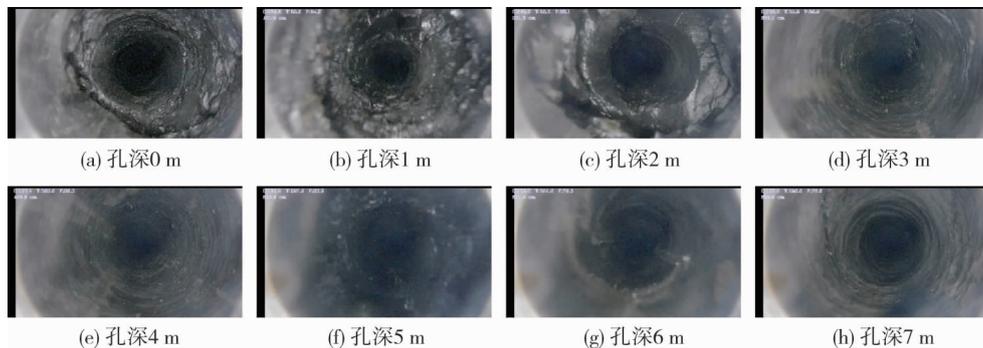


图8 3232 运巷顶板围岩结构钻孔窥视

#### 4 3232 运巷分区域支护方法

分析不同错距对应的巷道顶板垂直应力可知,3232 运巷与上遗留煤柱空间位置不同,导致 3232 运巷不同区域矿压显现不尽相同,巷道在走向上呈现分区域大变形特征,因此,在整个走向上采用相同的支护方式和参数难以确保巷道的稳定性.结合巷道变形特点和大变形成因,提出分区段巷道稳定性控制原则,对 3232 运巷支护方案做出如下优化.

##### 4.1 3232 运巷位于 1 号煤遗留煤柱偏 3212 采空区斜下侧段

在原有支护方案上,顶板锚索换用  $\Phi 17.8 \text{ mm} \times 7\ 000 \text{ mm}$  锚索,锚索间排距为 700 mm×700 mm,预紧力不低于 120 kN;帮锚杆采用  $\Phi 22 \text{ mm} \times 2\ 600 \text{ mm}$  锚杆,间排距为 700 mm×700 mm,预紧力不低于 70 kN.顶板 5 根锚索,其中中间 1 根锚索竖直向上打,靠近低帮的 2 根锚索向低帮方向偏转 15°,靠近高帮的 2 根锚索向高帮方向偏转 15°,如图 9 所示.

##### 4.2 3232 运巷位于 1 号煤遗留煤柱正下方段

在原有支护方案上,顶板锚索换用  $\Phi 17.8 \text{ mm} \times 7\ 000 \text{ mm}$  锚索,锚索间排距为 700 mm×700 mm,预紧力不低于 120 kN;帮锚杆采用  $\Phi 22 \text{ mm} \times 2\ 600 \text{ mm}$  锚杆,间排距为 700 mm×700 mm,预紧力不低于 70 kN.顶板 5 根锚索均竖直向上打,如图 10 所示.

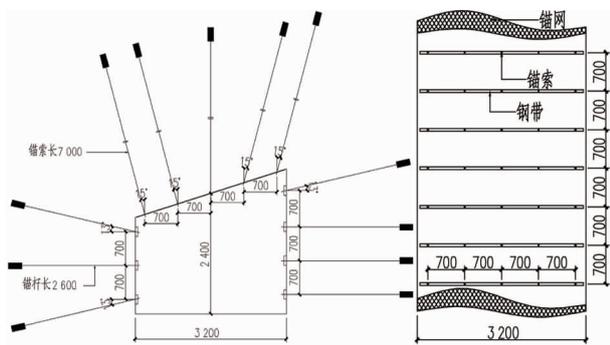


图9 3232 运巷位于 1 号煤遗留煤柱偏 3212 采空区斜下侧段支护方案(单位:mm)

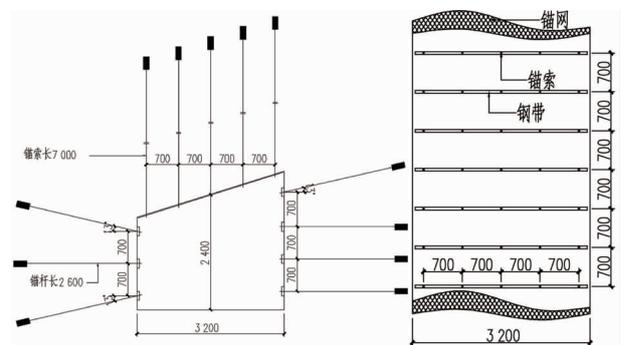


图10 3232 运巷位于 1 号煤遗留煤柱正下方段支护方案(单位:mm)

##### 4.3 3232 运巷位于 1 号煤遗留煤柱偏 22112 采空区斜上侧段

在原有支护方案上,顶板锚索换用  $\Phi 17.8 \text{ mm} \times 7\ 000 \text{ mm}$  锚索,锚索间排距为 700 mm×700 mm,预紧力不低于 120 kN;帮锚杆采用  $\Phi 22 \text{ mm} \times 2\ 600 \text{ mm}$  锚杆,间排距为 700 mm×700 mm,预紧力不低于 70 kN.顶板 5 根锚索均向低帮方向偏转 15°,如图 11 所示.

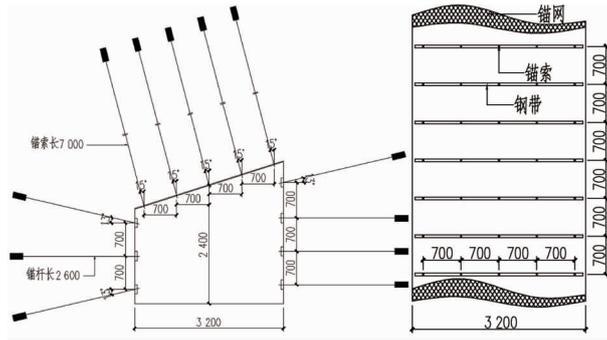


图 11 3232 运巷位于 1 号煤遗留煤柱偏 22112 采空区斜上侧段支护方案(单位:mm)

图 12 为分区域加强支护巷道变形特征((p)为 3232 运巷位于 1 号煤遗留煤柱偏 3212 采空区斜下侧,(q)为 3232 运巷位于 1 号煤遗留煤柱正下方,(r)为 3232 运巷位于 1 号煤遗留煤柱偏 22112 采空区斜上侧).分析图 12 可知:根据 3232 运巷与上遗留煤柱空间位置关系,采用分区段加强支护方案时,位于 1 号煤遗留煤柱偏 3212 采空区斜下侧段 3232 运巷顶板最大下沉量约为 370 mm,最大底鼓量约为 310 mm,低帮最大鼓出量约为 450 mm,高帮最大鼓出量约为 300 mm;位于 1 号煤遗留煤柱正下方段 3232 运巷顶板最大下沉量约为 220 mm,最大底鼓量约为 160 mm,低帮最大鼓出量约为 60 mm,高帮最大鼓出量约为 100 mm;位于 1 号煤遗留煤柱偏 22112 采空区斜上侧段 3232 运巷顶板最大下沉量约为 200 mm,最大底鼓量约为 150 mm,低帮最大鼓出量约为 150 mm,高帮最大鼓出量约为 50 mm.巷道整体变形情况得到显著改善,说明分区段加强支护方法能够有效控制 3232 运巷稳定性.

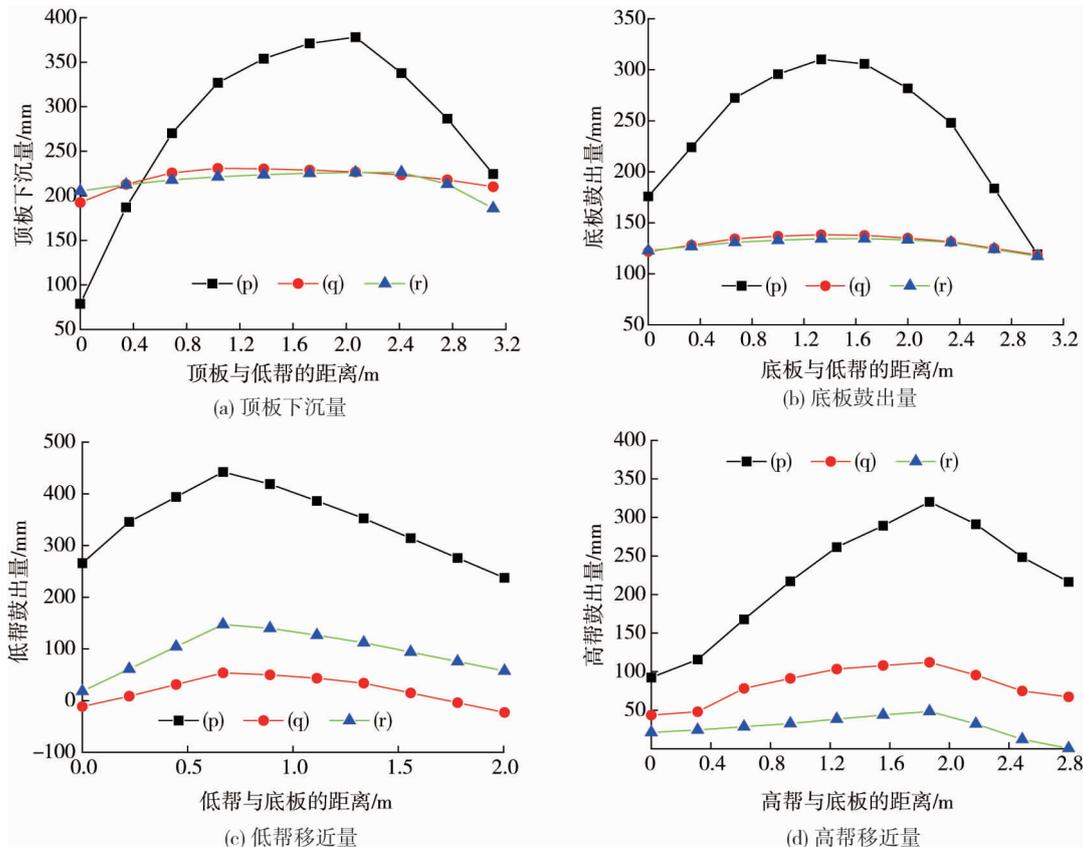


图 12 分区域加强支护巷道变形特征

### 5 结论

1) 3232 运巷顶板应力分布在巷道走向上具有明显的分段特征,在上遗留煤柱与巷道空间纵向上具

有分区特征.

2) 3232 运巷大变形的成因主要为顶板围岩强度低、垂直应力大、顶板围岩结构差以及顶板支护强度不足.

3) 针对 3232 运巷分区域大变形特征,提出了分区域加强支护原则,经验证,所提方案能够有效控制 3232 运巷稳定性.

#### 参考文献:

- [1] 范立民,马雄德,蒋泽泉,等.保水采煤研究 30 年回顾与展望[J].煤炭科学技术,2019,47(7):1-30.
- [2] 赵云佩.近距离煤层无煤柱协调开采布局研究与应用[J].中国安全生产科学技术,2020,16(8):131-136.
- [3] 任恒,朱永建,彭小跃,等.近距离薄煤层下层煤回采巷道合理位置布置数值模拟[J].矿业研究与开发,2023,43(1):8-13.
- [4] 王伟,弓仲标.近距离煤层群煤柱下开采动压巷道围岩变形规律及控制[J].煤炭科学技术,2022,50(增刊2):143-152.
- [5] 汪北方,刘春保,梁冰,等.极近距离厚煤层房式采空区下综放开采覆岩破断失稳规律研究[J].采矿与安全工程学报,2020,37(6):1180-1187.
- [6] 岳喜占,涂敏,李迎富,等.近距离煤层开采遗留边界煤柱下底板巷道采动附加应力计算[J].采矿与安全工程学报,2021,38(2):246-252.
- [7] 杨国枢,王建树.近距离煤层群二次采动覆岩结构演化与矿压规律[J].煤炭学报,2018,43(增刊2):353-358.
- [8] 周子龙,王亦凡,柯昌涛.“多米诺骨牌”破坏现象下的矿柱群系统可靠度评价[J].黄金科学技术,2018,26(6):729-735.
- [9] 朱卫兵,许家林,陈璐,等.浅埋近距离煤层开采房式煤柱群动态失稳致灾机制[J].煤炭学报,2019,44(2):358-366.
- [10] 郝登云,吴拥政,陈海俊,等.采空区下近距离特厚煤层回采巷道失稳机理及其控制[J].煤炭学报,2019,44(9):2682-2690.
- [11] 赵洪宝,程辉,李金雨,等.孤岛煤柱影响下巷道围岩非对称性变形机制研究[J].岩石力学与工程学报,2020,39(增刊1):2771-2784.
- [12] 马振乾,姜耀东,杨英明,等.芦岭矿近距离煤层重复开采下底板巷道稳定性研究[J].岩石力学与工程学报,2015,34(增刊1):3320-3327.
- [13] 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.
- [14] 任恒,朱永建,廖洪波,等.岩石三轴卸载-单轴再加载声发射特性及破坏模式[J].矿业工程研究,2022,37(3):7-12.
- [15] 李鹏,朱永建,王平,等.高水平应力下巷道围岩破坏机理及其控制技术[J].矿业工程研究,2020,35(1):33-40.