



移动扫码阅读

李季, 李博, 张荣光, 等. 考虑采空区矽石非均匀充填影响的倾斜煤层沿空留巷稳定性分析[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(6): 30-41.

LI Ji, LI Bo, ZHANG Rongguang, et al. Stability analysis of inclined coal seam roadway along goaf considering non-uniform filling of gob gangue[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(6): 30-41.

考虑采空区矽石非均匀充填影响的倾斜煤层 沿空留巷稳定性分析

李季^{1,3}, 李博¹, 张荣光¹, 万龙文², 汪胜², 李国玉², 彭博⁴, 沈莹²

(1. 西安科技大学能源学院, 陕西西安 710054; 2. 四川省华蓥山煤业股份有限公司龙门峡南煤矿, 四川广安 638020; 3. 教育部西部矿井开采及灾害防治重点实验室, 陕西西安 710054; 4. 四川川煤华荣能源有限责任公司, 四川攀枝花 617000)

摘要: 倾斜煤层开采后, 由于采空区顶板冒落矽石在重力作用下向下运动堆积充填采空区, 使得倾斜煤层沿空留巷矿压显现规律与水平煤层不尽相同。为研究倾斜煤层采空区矽石非均匀充填对沿空留巷围岩稳定性的影响, 以四川龙门峡南煤矿 3131 运输巷为工程背景, 对采空区垮落矽石充填分区长度进行量化, 并采用双屈服模型反演得到采空区矽石分区压实特性参数; 并以此为基础建立数值计算模型, 重点研究了倾斜煤层沿空留巷全服务周期内围岩应力场环境和塑性区分布形态的演化特征, 以及承载状态下巷旁充填体的应力状态和支护性能。研究表明: 3131 工作面采空区的充填压实区、完全充填区以及部分充填区的倾向长度分别为 57.20、72.18、10.62 m; 对于考虑采空区分区压实特性的倾斜煤层沿空留巷而言, 其工作面前方支承压力和采空区残余支承压力沿煤层倾向随深度增加而增大; 相比于一次采动, 二次采动时工作面前方支承压力峰值和影响范围明显增大, 侧向支承压力集中程度也明显提高; 留巷阶段采空区垮落带矽石对巷道顶板岩层具有一定的支撑作用, 侧向支承压力有明显的应力集中; 受重复采动影响, 两帮塑性区破坏范围发生顺层扩展现象, 且巷道顶板与采空区顶板的塑性区相贯通, 巷道靠近高帮侧顶板和两帮围岩破碎较为严重, 稳定性较差; 矿方现用的巷旁充填体采空区侧承载应力明显大于巷道侧, 且水平应力大于垂直应力, 巷旁充填体能够满足强度要求, 但抗倾覆性能较弱。在此基础之上, 分析了现有支护条件下巷道围岩稳定性的控制效果, 并针对性地提出了 3131 运输巷围岩补强支护方案。

关键词: 倾斜煤层; 沿空留巷; 采空区充填; 巷旁充填体; 围岩稳定性

中图分类号: TD353

文献标志码: A

文章编号: 0253-2336(2023)06-0030-12

Stability analysis of inclined coal seam roadway along goaf considering non-uniform filling of gob gangue

LI Ji^{1,3}, LI Bo¹, ZHANG Rongguang¹, WAN Longwen², WANG Sheng², LI Guoyu², PENG Bo⁴, SHEN Ying²

(1. School of Energy, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an 710054, China; 2. Longmenxia South Coal Mine, Sichuan Huayingshan Coal Industry Co., Ltd., Guangan 638020, China; 3. Key Laboratory of Western Mine and Hazard Prevention, Ministry of Education, Xi'an 710054, China; 4. Sichuan Chuan Coal Huarong Energy Co., Ltd., Panzhihua 617000, China)

Abstract: After the mining of inclined coal seam, the roof falling gangue of goaf moves downward to fill the goaf due to gravity, which makes the strata behavior law of gob-side entry retaining in inclined coal seam different from that in horizontal coal seam. In order to study the influence of non-uniform filling of gangue on surrounding rock stability of gob-side entry retaining in inclined coal seam, taking No.3131 machine roadway of Longmenxia South Coal Mine in Sichuan as engineering background. The filling zone length of caving rock in goaf was quantified, and the compaction parameters of rock in quantified goaf were obtained by double yield model inversion. On this basis, a numerical calculation model was established to study the evolution characteristics of surrounding rock stress field and the distribu-

收稿日期: 2021-11-28

责任编辑: 朱恩光

DOI: 10.13199/j.cnki.cst.2021-1348

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51804243)

作者简介: 李季(1992—), 男, 陕西汉中, 副教授, 硕士生导师, 博士。E-mail: lijij@xust.edu.cn

通讯作者: 张荣光(1998—), 男, 山东临沂人, 硕士研究生。E-mail: zrgandzz@163.com

tion pattern of plastic zone in the whole service cycle of gob-side entry retaining in inclined coal seam, as well as the stress state and support performance of roadside filling body under bearing state. The results showed that the inclined lengths of filling compaction zone, complete filling zone and partial filling zone in goaf of 3131 working face were 57.20 m, 72.18 m and 10.62 m, respectively. For the gob-side entry retaining of inclined coal seam considering the zoning compaction characteristics of goaf, the abutment pressure in front of working face and the residual abutment pressure in goaf increase with the increase of depth. Compared with the first mining, the peak value and influence range of the abutment pressure in front of the working face under the second mining were significantly increased, and the concentration degree of the lateral abutment pressure was also significantly improved. The rock in the caving zone of goaf had a certain supporting effect on the roof strata of roadway, and the lateral abutment pressure had obvious stress concentration. Affected by repeated mining, the failure range of the plastic zone of the two sides extended along the layer, the plastic zone of roadway roof and goaf roof was connected, and the roof near the high sidewall and the surrounding rock of the two sidewalls were seriously broken and the stability was poor. The bearing stress of gob side of roadside backfill used in the mine was significantly greater than that of roadway side, and the horizontal stress was greater than the vertical stress. The roadside filling body can meet the strength requirements, but the anti-tilting performance was weak. On this basis, the control effect of roadway surrounding rock stability under existing support conditions was analyzed, and the reinforcement support scheme of 3131 machine roadway surrounding rock was put forward.

Key words: inclined coal seam; along the empty lane; goaf filling; roadside filling body; stability of surrounding rock

0 引 言

倾斜煤层在我国西南地区赋存占比高达 80%, 属于赋存较少的稀缺煤种, 且多为优质的无烟煤和焦煤。沿空留巷作为提高煤炭采出率、优化通风以及缓解采掘紧张关系的关键技术被广泛应用^[1]。然而, 在倾斜煤层沿空留巷过程中, 采空区垮落矸石在重力作用下会堆积和压实, 导致其矿压显现规律与水平煤层沿空留巷不尽相同, 围岩稳定性问题日益凸显^[2-4]。因此, 研究基于采空区充填的倾斜煤层沿空留巷围岩应力场环境和塑性区演化特征对于维护巷道围岩稳定具有重要意义。

针对倾斜煤层开采沿空留巷围岩稳定性和采空区充填问题, 众多学者对其进行了深入的研究和探索。张培森等^[5-6]采用数值模拟研究方法分析了倾斜煤层倾角、厚度, 以及地质和技术等因素对沿空留巷围岩应力和变形的影响, 揭示了不同工况条件对巷道围岩稳定性的影响规律。曹树刚等^[7]通过建立倾斜煤层沿空留巷力学模型分析给出了相应留巷方式下巷旁支护阻力计算公式, 并指出留运输巷时在煤层倾角作用下采空区垮落矸石堆积支撑顶板, 减小了沿空留巷所需的巷旁支护阻力, 有助于保持巷道顶板的完整性。黄庆享等^[8]通过相似模拟和数值模拟等方法研究了大倾角煤层沿空留巷非均匀大变形机理, 并给出了相应的支护对策。张吉雄等^[9]基于固体密实充填采煤技术, 将采空区一侧视为均匀密实充填体, 理论分析了沿空留巷围岩变形特征和巷旁支护体的作用机理, 并结合现场工程实践验证给出了巷旁支护体稳定性力学模型和宽度计算公式。李永明等^[10-11]针对倾斜煤层采空区充填问题进行研究, 指出未充填采空区的围岩顶板变形量较大, 呈抛

物线型; 矸石充填采空区有效降低了工作面顶板下沉挠度, 减小了围岩变形。张鹏飞等^[12]对倾斜煤层矸石充填工作面采空区顶板下沉机理进行研究, 分析了矸石区承载特性的顶板沉降时空演化规律, 认为采空区矸石压缩过程中其压缩模量逐渐升高。徐金海等^[13]采用理论分析和数值模拟等方法, 研究了以倾斜煤层采空区冒落矸石为主要充填材料的巷旁充填体与巷道顶板的相互作用机理, 指出留巷初期的临时支护对顶板稳定具有重要作用。邓雪杰等^[14]对深部煤层沿空留巷进行研究, 认为工作面充实率的增加有助于减小留巷围岩塑性区的范围, 并且指出巷旁充填体在稳定状态下会明显受到采空区充填体的侧向压力。还有学者通过理论分析和数值模拟等研究方法对采空区矸石压实特性进行研究, 研究表明数值模拟不可忽略采空区的承载作用, 若忽略采空区的承载作用会造成支承压力偏大, 应力集中区高度偏高, 岩体破坏范围偏大^[15-16]。

以上研究成果分别从倾斜煤层沿空留巷围岩稳定性, 巷旁充填体设计和采空区承载作用等方面进行了大量研究, 但关于考虑采空区矸石非均匀充填的倾斜煤层沿空留巷围岩稳定性的研究较少。因此, 以龙门峡南煤矿 3131 运输巷沿空留巷工程为研究背景, 采用双屈服模型反演得到采空区矸石充填压实参数, 数值模拟研究了倾斜煤层沿空留巷围岩应力场环境和塑性区演化特征, 并针对性地提出了沿空留巷补强支护方案, 为倾斜煤层沿空留巷围岩的稳定性控制提供一定地指导。

1 工程概况

龙门峡南煤矿地质构造较为发育, 其 3131 工作面位于龙王洞背斜西翼 313 采区, 周围小断层发育

明显;受地质构造影响,矿井地应力以水平应力为主;煤层平均埋深 400 m 以上,主采 K_1 煤层,属于 II 类自然发火煤层。 K_1 煤层厚度为 0.8~2 m,平均厚度 1.6 m,煤层倾角 $26^\circ \sim 32^\circ$,平均倾角 29° ,属于中斜煤层;直接顶多为泥岩和砂质泥岩,平均厚度可达 4.0 m,直接底为泥岩和细粒砂岩,平均厚度约为 3.0 m。3131 工作面平均走向长度 1 563 m,平均倾向长度 140 m。煤层地质柱状如图 1 所示。

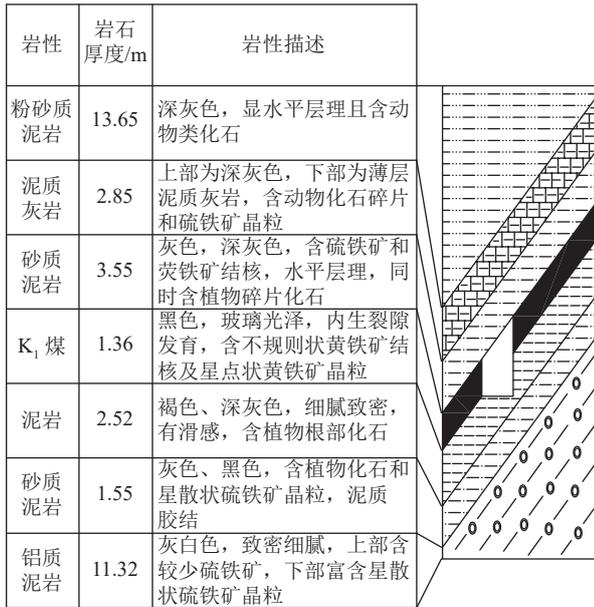


图 1 煤层地质柱状

Fig.1 Coal seam geological histogram

3131 运输巷沿 K_1 煤层顶板掘进,煤层平均倾角约 30° ,巷道断面设计为梯形,尺寸为:高帮 4.0 m×矮帮 1.6 m×宽 4.2 m;3131 运输巷首先服务于 3131 工作面,待 3131 工作面回采结束后被保留下来作为 3112 工作面回风巷继续使用;现场监测表明,受地应力场和采动应力等因素叠加影响,围岩变形破坏严重。顶板下沉量矮帮侧大于高帮侧,高帮变形量大于矮帮变形量,底板两侧发生非等程度底鼓,巷道围岩表现出明显的非均匀变形破坏特征,如图 2 所示。

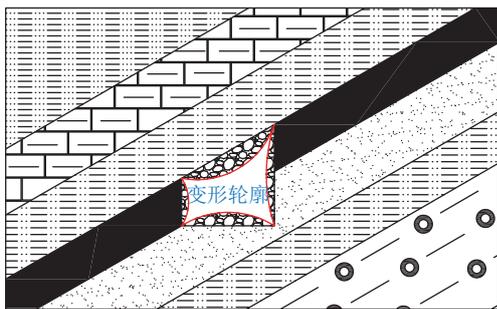


图 2 3131 运输巷围岩变形

Fig.2 Surrounding rock deformation in No.3131 roadway

2 倾斜煤层采空区矸石充填参数表征

采空区顶板在地应力和采掘活动等因素综合影响下发生瞬时性和无序性断裂,形成大小各异的不规则岩块,在重力作用下发生垮落,经历复杂运动过程后堆积形成存在大量间隙的层块结构,致使采空区充填具有非均匀特征;尤其针对于倾斜煤层采空区而言,采空区上部区域顶板岩层垮落优先于下部区域顶板岩层,采空区上部顶板岩层垮落矸石在倾斜方向上向下运动充填下部采空区,下部顶板岩层垮落不充分,致使采空区下部充填压实强度高于采空区上部。倾斜煤层采空区从下向上依次分为 3 个区域:充填压实区、完全充填区和部分充填区,如图 3 所示。

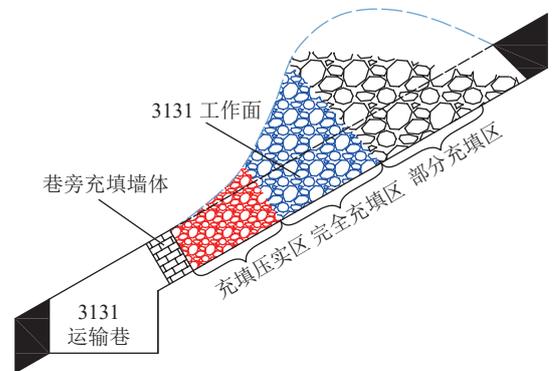


图 3 倾斜煤层采空区分区特征

Fig.3 Partition characteristics of inclined coal seam goaf

2.1 采空区分区长度量化

已有研究实践表明^[17-18],倾斜煤层开采扰动破坏了原岩应力的平衡状态,采空区顶板应力形成具有非对称几何形态和非均匀分布特征的“拱壳”结构,应力拱的拱顶分布在采空区上部分区域,随着工作面的推进,应力拱发生“拱顶—拱基”失稳,致使顶板岩层垮落充填采空区,采空区充填矸石内部应力也表现为拱形分布状态。文献 [19] 基于倾斜煤层采空区矸石充填应力拱结构,通过理论分析建立物理力学模型,根据极限平衡理论推导给出了采空区充填分区量化的计算公式:

$$L_1 = \frac{K_p(\sum h)^2}{M} g \sqrt{\frac{2R_T(E_1h_1^3 + E_2h_2^3 + \dots + E_nh_n^3)}{E_1h_1^3(\gamma_1h_1 + \gamma_2h_2 + \dots + \gamma_nh_n)\cos\alpha}} \quad (1)$$

$$L_3 = \frac{L' \cot \theta_1}{\tan \alpha + \cot \theta_1} \times \left[1 + \frac{\cos \alpha \sin \alpha \tan \varphi - 3 \cos^2 \alpha}{(\tan \alpha + \cot \theta_1) \tan \varphi - 2 \cos \alpha \sin \alpha \tan \varphi + 2 \cos^2 \alpha} \right] \quad (2)$$

$$L_2 = L - L_1 - L_3 \quad (3)$$

根据龙门峡南煤矿 3131 工作面地质资料参数、岩石实验室试验和现场工程探测得到公式中的详细参量为：采空区倾向长度 L 为 140 m，直接顶碎胀系数 K_p 为 1.61，直接顶厚度 Σh 为 4.0 m，煤层厚度 M 为 1.6 m，直接顶岩石的极限抗压强度 R_T 为 63 MPa，从煤层向上各岩层的厚度 h_i 分别为 1.36、4.00、2.85、13.65 m，从煤层向上各岩层的体积力 γ_i 为 1 325、2 500、2 600、2 750 kg/m^3 ，从煤层向上各岩层的弹性模量 E_i 为 1 812、5 005、7 370、9 995 MPa，煤层倾角 α 为 29°，斜拱长 L' 为 31.6 m，斜拱长与煤层倾斜方向夹角 θ_1 为 30°，极限状态下摩擦角 φ 为 50°。

将以上参数代入式(1)、式(2)、式(3)计算得到充填压实区倾向长度 L_1 为 57.20 m、完全充填区倾向长度 L_2 为 72.18 m、部分充填区倾向长度 L_3 为 10.62 m。

2.2 采空区矽石压实特性参数

倾斜煤层采空区充填压实区矽石被逐渐压实过程中，其强度和模量逐渐增大，支承采空区上覆岩层稳定；完全充填区矽石相互间存在少量间隙，其强度和模量减弱，对上覆岩层的承载能力降低；部分充填区矽石表现为松散状态，其强度和模量被严重削弱，失去承载上覆岩层的能力。因此，垮落矽石带的渐进压实过程使其承载力学特性逐渐增强，对采空区上覆岩层应力平衡状态有着极其重要的影响。国外研究学者 SALAMON^[20] 采用理论分析和岩石试验研究方法，对松散破碎岩块压实过程中的岩体力学响应特性进行分析，给出了破碎岩体压缩过程的应力-应变关系：

$$\sigma = \frac{E_0 \varepsilon}{1 - \frac{\varepsilon}{\varepsilon_m}} \quad (4)$$

式中： σ 为垮落岩体所受垂直应力，MPa； E_0 为岩体初始正切模量，MPa； ε 为垂直应力作用下垮落岩体的

应变； ε_m 为岩体破碎后的最大应变。基于此公式，国内外研究学者进行大量研究后得到垮落带岩体压实特性的表达式^[21-22]：

$$\sigma = \frac{10.39 \sigma_c^{1.042}}{b^{7.7}} \frac{\varepsilon}{1 - \frac{\varepsilon}{b-1}} \quad (5)$$

式中： σ_c 为岩石单轴抗压强度； b 为岩石的碎胀系数，充填压实区岩石碎胀系数为 1.32；计算得冒盖应力/应变见表 1。

表 1 双屈服模型冒盖压力

Table 1 Cap pressure for the double-yield model

应变	应力/MPa	应变	应力/MPa
0	0	0.13	2.91
0.01	0.17	0.14	3.22
0.02	0.26	0.15	3.83
0.03	0.46	0.16	4.37
0.04	0.57	0.17	4.80
0.05	0.81	0.18	5.55
0.06	0.94	0.19	6.63
0.07	1.08	0.20	7.42
0.08	1.38	0.21	9.49
0.09	1.56	0.22	10.86
0.10	1.94	0.23	14.69
0.11	2.15	0.24	17.52
0.12	2.38	0.25	27.05

FLAC^{3D} 数值模拟软件内置的双屈服 (double yield) 本构模型用来模拟采空区矽石压实特性，合理的数值模拟得到的应力应变关系可以与式(5)曲线拟合。首先建立 brick 小模型，共划分为 1 024 个单元，模型底部和四周施加位移边界条件，在模型顶部施加竖向速率模拟加载过程。图 4 为确定参数所得应力、应变等高线数值模拟匹配结果。

经多次数值模拟试验反演，得到采空区充填压实区矽石力学参数；完全充填区岩石碎胀系数为 1.58，代入式(5)计算得到完全充填区矽石应力与应

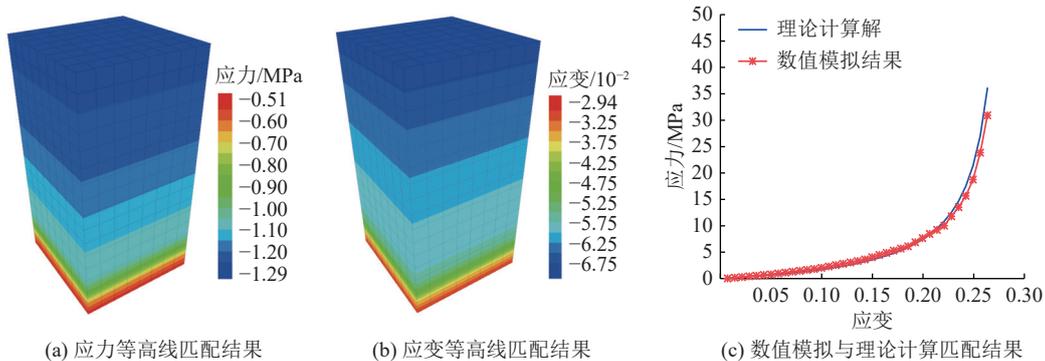


图 4 双屈服模型反演力学特性

Fig.4 Inversion of mechanical properties by double yield model

变的理论解,采用同样数值模拟方法反演得到完全充填区矸石力学参数。充填压实区和完全充填区材料参数见表 2。

3 倾斜煤层沿空留巷围岩稳定性数值模拟

巷道围岩塑性区的形成和扩展是导致巷道围岩变形破坏失稳的本质,因此巷道围岩塑性区的分布

对巷道稳定性有直接影响。基于倾斜煤层采空区充填分区压实特性,建立了倾斜煤层沿空留巷数值计算模型,综合分析了巷道全服务周期内围岩应力场环境和塑性区形态分布特征,揭示了随工作面推进过程工作面前方和侧向支承压力(所述的支承压力以最大主应力表征,下同)、采空区残余支承压力以及围岩塑性区形态的演化规律。

表 2 充填区域材料参数

Table 2 Material parameters of filling area

充填区域	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	密度/(kg·m ⁻³)	内摩擦角/(°)	黏聚力/MPa	抗拉强度/MPa
充填压实区	15	0.6	2 500	35	0.001	0
完全充填区	39.38	1.45	2 300	33	0.001	0

3.1 数值模型构建

依据龙门峡南煤矿 3131 运输巷生产地质概况,采用 FLAC^{3D} 数值模拟软件建立长为 350 m, 宽为 100 m, 高为 236 m 的模型, 模型共划分 4 224 550 个单元, 模型局部网格尺寸加密设置为 0.5 m, 如图 5 所示。对模型四周施加水平方向的位移约束, 模型底部施加竖直方向的位移约束, 根据 400 m 埋深的岩层载荷和相邻矿区的地应力实测数据对模型顶部施加 10 MPa 等效载荷, 侧压系数 λ 取 2。数值模型为 Mohr-Coulomb 模型, 各岩层的物理力学参数见表 3。需要说明的是, 采空区充填压实区和完全充填区材料参数见表 2, 部分充填区设置为空模型, 巷旁充填体参数参照矿方资料并校准所得。

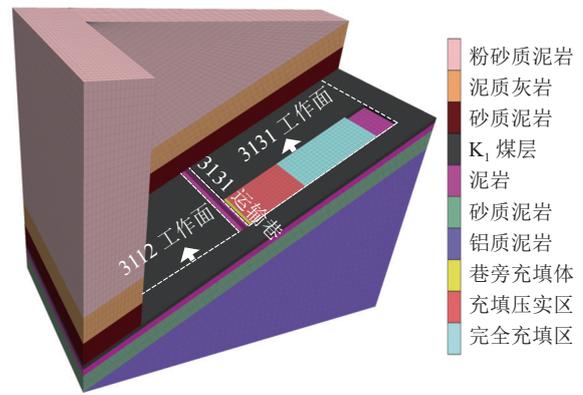


图 5 数值计算模型

Fig.5 Numerical calculation model

表 3 岩层物理力学参数

Table 3 Rock physical and mechanical parameters table

岩层	密度/(kg·m ⁻³)	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	抗拉强度/MPa	内摩擦角/(°)	黏聚力/MPa
粉砂质泥岩	2 750	6.41	4.03	4.17	43	5.00
泥质灰岩	2 600	4.39	3.02	3.20	37	4.14
砂质泥岩	2 500	3.97	1.94	3.00	35	3.50
K ₁ 煤层	1 325	1.35	0.71	1.80	33	1.57
泥岩	2 277	3.21	1.55	2.62	34	3.18
砂质泥岩	2 500	3.97	1.94	3.00	35	3.50
铝质泥岩	2 750	6.41	4.03	4.17	43	5.00
充填压实区	2 500	15.00	0.60	0.00	35	0.001
完全充填区	2 300	39.38	1.45	0.00	33	0.001
巷旁充填体	2 551	15.11	0.71	0.00	36	0.001

数值模拟过程: 运行模型待地应力平衡后开挖 3131 工作面, 推进方向每次开挖 10 m, 采用采完即充的充填方法, 每开挖一次计算平衡后保存模拟结果; 依次循环开挖, 直到 3112 工作面回采 30 m, 计算

过程结束。整个数值模拟过程研究了 3131 运输巷全服务周期内围岩应力场环境演化特征和塑性区演化规律, 以及承载状态下巷旁充填体应力状态; 需要说明的是, 全服务周期指的是 3131 运输巷掘巷期、

3131 工作面回采期、留巷期以及 3112 工作面回采期的统称。

3.2 巷道全服务周期围岩应力与塑性区分布特征

1) 一次采动期。受 3131 工作面回采影响, 工作面前方移动支承压力和侧向支承压力对 3131 运输

巷围岩稳定性有重要影响, 当支承压力集中程度较高时会对围岩稳定性产生不利影响。图 6 为 3131 工作面推进 10 m 时工作面前方支承压力、工作面前方侧向支承压力, 以及工作面前方 4 m 处巷道围岩塑性区分布云图。分析可知:

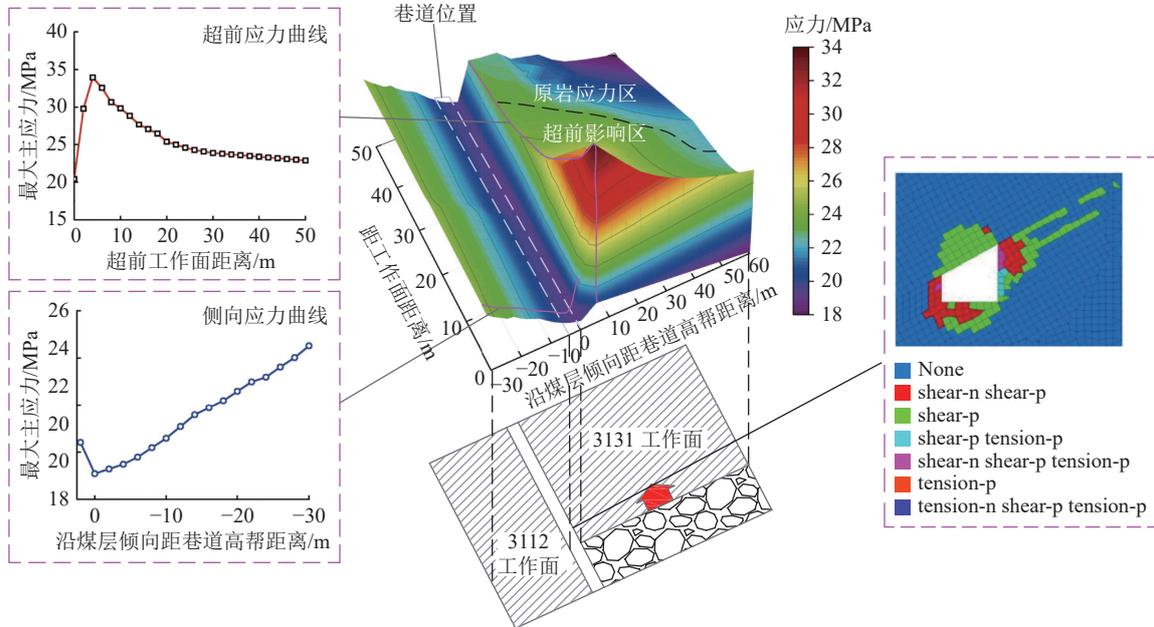


图 6 一次采动期围岩应力和塑性区分布特征

Fig.6 Distribution characteristics of surrounding rock stress and plastic zone in the first mining period

沿工作面距巷道高帮不同位置, 工作面前方移动支承压力峰值和超前影响范围呈减小趋势; 工作面前方支承压力随工作面距离增加呈先增大后减小的趋势, 在距工作面前 4 m 位置出现应力峰值, 为 33.9 MPa, 约为原岩应力的 1.61 倍, 超前影响范围大约为工作面前方 26 m。

沿工作面推进方向, 工作面侧向支承压力分布特征未发生明显变化; 沿煤层倾向随埋深增加, 工作面侧向支承压力呈增大趋势, 巷道位置最大主应力最小, 处于应力降低区, 巷道顶板高帮位置处于应力集中区。

受超前工作面集中应力影响, 围岩塑性区呈现出明显的非均匀分布特征。顶板塑性区最大破坏深度靠近矮帮一侧, 为 2.5 m; 底板中部塑性区破坏深度最大, 最大破坏深度为 2.5 m; 矮帮塑性区破坏深度较为均匀, 破坏深度为 1 m; 高帮中上部破坏深度最大, 且沿煤层方向发生扩展。

2) 留巷期。随着 3131 工作面推进, 其后方采空区矸石逐渐被压实; 在 3131 工作面回采结束后, 采空区矸石对上覆岩层的支撑作用在一定程度上限制了顶板变形, 对工作面矿压规律和巷道围岩的稳定有着积极的影响。图 7 为 3131 工作面后方采空区

残余支承压力、侧向支承压力, 以及工作面后方 20 m 处巷道围岩塑性区分布。分析可知:

由于采空区矸石随时间的压实作用, 采空区残余支承压力随滞后工作面距离增加呈增大趋势, 工作面后 20 m 处开始趋于稳定, 最大支承压力为 33 MPa, 约为原岩应力的 1.5 倍; 沿工作面随巷道高帮距离增加, 充填区残余支承压力呈减小趋势。

工作面侧向支承压力随埋深增加呈先增加后减小的趋势, 巷道处于应力降低区, 在距巷道高帮 14 m 处出现应力峰值, 应力峰值为 55.6 MPa, 约为原岩应力的 2.6 倍, 在峰值点之后开始逐渐减小并趋于稳定; 沿工作面推进方向, 工作面侧向支承压力分布特征未发生明显变化。

在工作面后方 20 m 处巷道围岩塑性区非均匀破坏程度继续增加, 顶板靠近高帮一侧塑性区破坏深度最大, 为 3.25 m; 底板中部塑性区最大破坏深度为 2.8 m; 矮帮塑性区最大破坏深度增大为 1.5 m; 高帮塑性区贯穿采空区。

3) 二次采动期。在 3112 工作面回采过程中, 工作面前方和侧向应力场环境进一步发生变化, 从而对工作面前方巷道围岩的稳定产生重要的影响。图 8

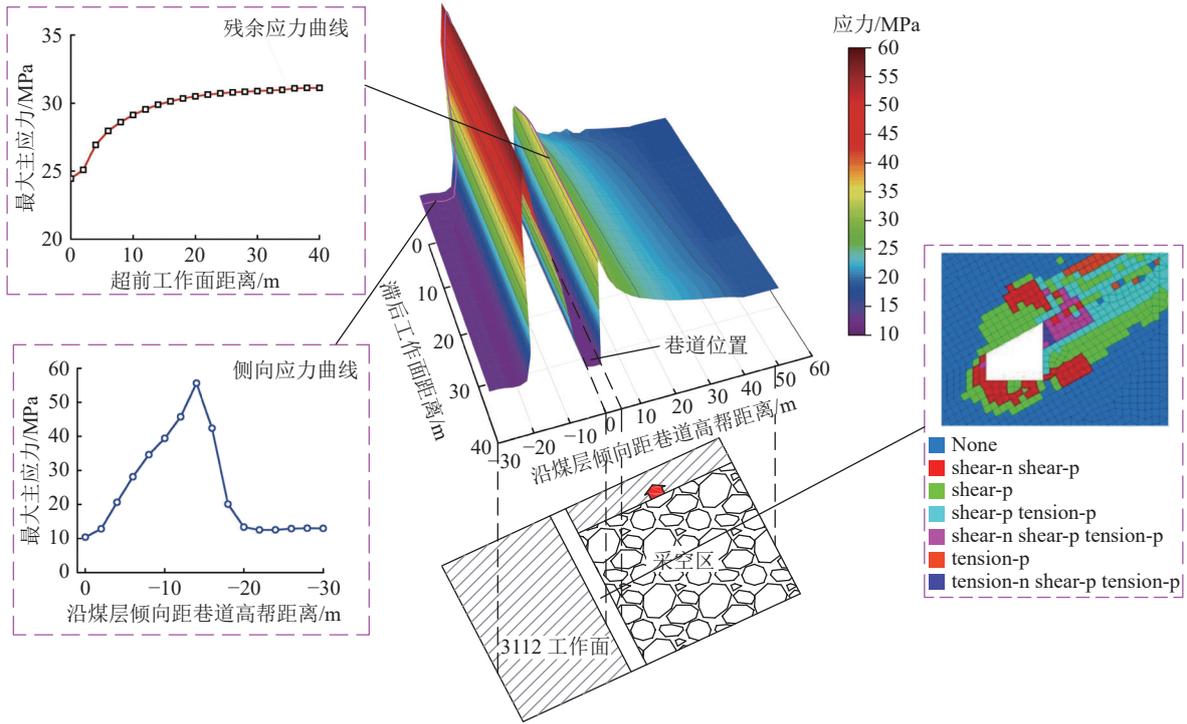


图7 留巷期围岩应力和塑性区分布特征

Fig.7 Distribution characteristics of surrounding rock stress and plastic zone during roadway retaining period

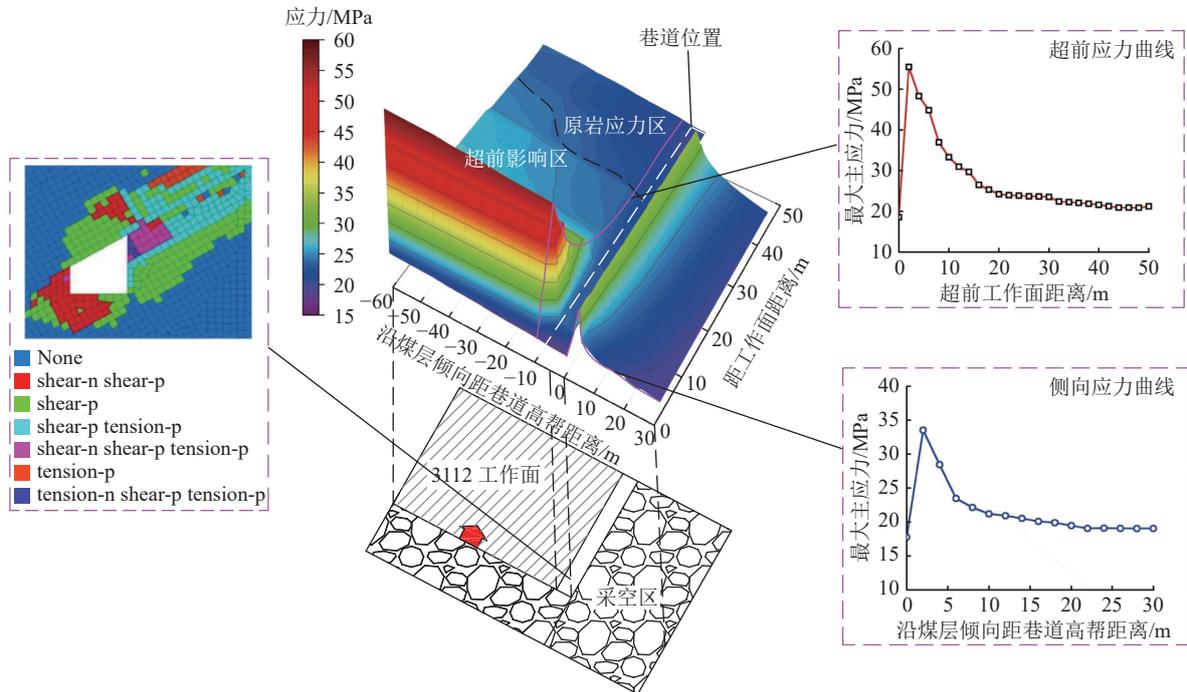


图8 二次采动期围岩应力和塑性区分布特征

Fig.8 Distribution characteristics of surrounding rock stress and plastic zone in secondary mining period

为3112工作面推进10 m时工作面前方支承压力、工作面前方侧向支承压力,以及工作面前方2.5 m处巷道围岩塑性区分布云图。分析可知:

沿工作面随埋深增加,工作面前方支承压力峰值和超前影响范围呈增大趋势,沿工作面推进方向

随工作面距离的增加,工作面前方支承压力呈先增大后减小变化趋势;支承压力峰值位于工作面前方2.5 m,为55.1 MPa,约为原岩应力的2.7倍;相比于3131工作面,超前支承压力峰值增加了62.5%,超前影响范围增大为工作面前方36 m。

沿工作面推进方向随工作面距离增加,工作面侧向支承压力分布特征未发生明显变化;沿工作面距巷道高帮距离的增加,工作面侧向支承压力呈先增大后减小的变化趋势,在距巷道高帮 2 m 处出现应力峰值,应力峰值为 38.4 MPa,约为原岩应力的 1.8 倍,在峰值点之后开始逐渐减小并趋于稳定。

随着下一个工作面推进,工作面前方应力峰值处巷道围岩塑性区破坏范围继续增大:顶板和采空区塑性区破坏范围未发生明显变化,矮帮和底板塑性区破坏范围向下一个工作面发生扩展。

3.3 巷道全服务周期内围岩稳定性分析

根据 3.2 节分析可知围岩应力场环境演化特征为:在超前影响范围内支承压力峰值和超前影响范围由大到小依次为二次采动期、一次采动期;在工作面侧向应力集中程度由大到小依次为留巷期、二次采动期、一次采动期;采空区垮落带矸石对巷道顶板具有一定的承载作用,有助于维护服务周期内巷道围岩的稳定;在服务周期内,巷道顶板中部处于应力降低区,顶板靠近高帮位置处于应力集中区。

受应力场环境影响,巷道全服务周期内围岩塑性区演化规律如图 9 所示。掘巷阶段受地应力影响,围岩塑性区破坏范围较小,顶底板塑性区最大破坏深度大于两帮塑性区最大破坏深度;受一次采动影响时,围岩塑性区破坏范围增加,巷道高帮塑性区沿煤层方向发生扩展;留巷阶段,采空区一侧顶板岩层垮落,致使围岩塑性区破坏范围明显增大,采空区侧垮落带矸石处于塑性破坏状态;受二次采动影响,矮帮和底板塑性区破坏范围向下一个工作面发生扩展。

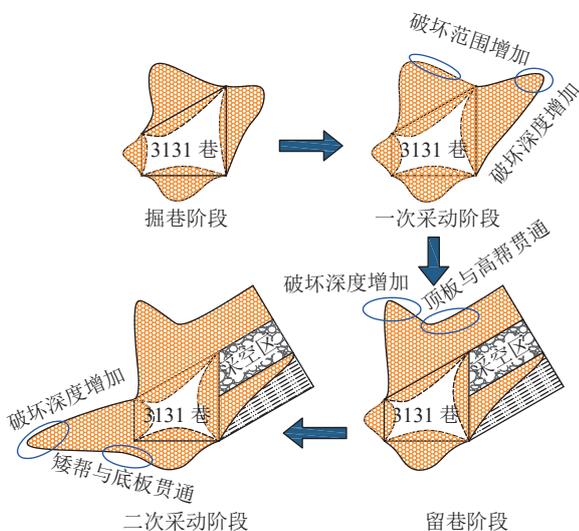


图 9 巷道全服务周期内围岩塑性区演化规律

Fig.9 Evolution of plastic zone of surrounding rock during full service life of roadway

综合考虑倾斜煤层采空区非均匀充填数值模拟结果可知:一次采动期相比于掘巷期巷道围岩顶板靠近高帮侧塑性区破坏范围增加,高帮塑性区破坏深度增加,说明巷道顶板和高帮围岩稳定性变弱;留巷期相比于一次采动期,巷道顶板与采空区顶板塑性区贯通,且沿煤层顶板扩展,高帮围岩处于塑性破坏状态,说明巷道顶板和高帮围岩稳定性继续变弱;二次采动期相比于留巷期,矮帮塑性区向下一个工作面扩展,且与底板塑性区贯通,说明巷道矮帮围岩稳定性变弱。

4 倾斜煤层巷旁充填体支护性能分析

根据第 3 节可知,留巷期和二次采动期巷道顶板与采空区顶板塑性区相互贯通,使巷道顶板塑性破坏跨度明显增加,从而增加了顶板发生大范围冒顶的风险;再加上倾斜煤层采空区垮落矸石的堆积作用,使巷旁充填体两侧的受力状态与水平煤层有明显差异;综合考虑这些因素对巷旁充填体的承载状态会产生重要影响。

4.1 承载状态下巷旁充填体应力状态

图 10 为留巷阶段现有巷旁充填体的应力分布状态。从图中可以看出,巷旁充填体主要承受上覆岩层的重力以及采空区侧矸石的压力。从图 10a 巷旁充填体最大主应力分布云图中可以看出,充填体采空区侧大于巷道侧,约为巷道侧最大主应力的 4 倍。从图 10b、图 10c 巷旁充填体水平应力和垂直应力分布云图可以看出,巷旁充填体的水平应力在靠近采空区侧顶板处最大,在靠近巷道侧底板处最小;巷旁充填体的垂直应力在靠近采空区侧最大,在靠近巷道侧最小;巷旁充填体的最大水平应力大于最大垂直应力。在倾斜煤层沿空留巷中,巷旁充填体采空区侧压力 > 中部压力 > 巷道侧压力;巷旁充填体最大水平应力大于最大垂直应力。

4.2 巷旁充填体支护性能评估

根据龙门峡南煤矿提供的现场资料可知,3131 运输巷巷旁充填体主要材料为均等比例的石粉和水泥,另添加一定量的专用外加剂,具体配料参数见表 4。

实验室通过对该配比材料试验块进行测试得到其单轴抗压强度为 30 MPa,4.1 节数值模拟结果显示巷旁充填体承受的最大垂直应力为 7.5 MPa,小于单轴抗压强度 30 MPa,说明矿方现用的巷旁充填墙体,基本满足倾斜煤层沿空留巷巷旁充填时的强度要求;但由于巷旁充填体采空区侧压力 > 中部压力 > 巷道

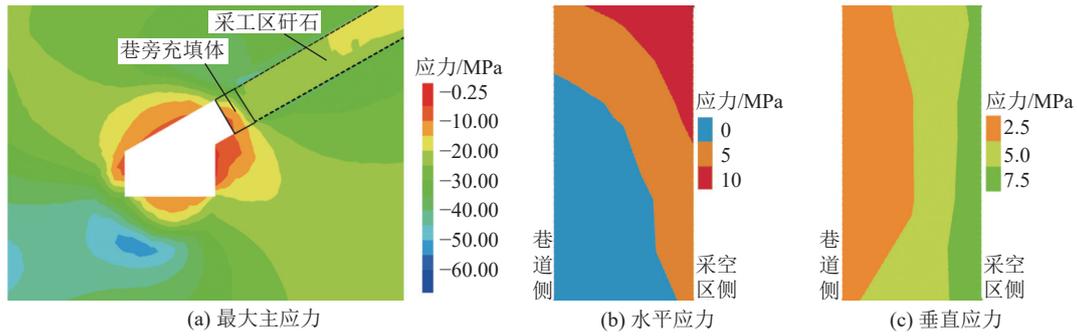


图 10 巷旁充填体应力分布

Fig.10 Stress distribution of roadside filling body

表 4 巷旁充填体材料配比

Table 4 Roadside filling material ratio

材料	水泥	石粉	水	专用外加剂
密度/(kg·m ⁻³)	770	770	480	1

侧压力,且巷旁充填体受水平应力明显大于垂直应力,因此,在后期维护围岩稳定性方面,需要对巷旁充填墙体的抗倾覆性能进行针对性的补强。

5 3131 运输巷沿空留巷围岩控制现场试验

5.1 现有支护方案分析

已知现有支护方式为锚网索+钢筋梯联合支护,顶板采用 $\phi 20\text{ mm}\times 2\ 200\text{ mm}$ 螺纹钢锚杆,间排距 $900\text{ mm}\times 800\text{ mm}$,矮帮采用 $\phi 16\text{ mm}\times 1\ 800\text{ mm}$ 涨壳式锚杆,高帮采用 $\phi 20\text{ mm}\times 2\ 200\text{ mm}$ 树脂锚杆;在巷道顶板中间和矮帮位置施工锚索取代锚杆,锚索采用 $\phi 15.24\text{ mm}$ 的钢绞线、单排锚索间距 3.6 m 、中间位置锚索长度 7.8 m 、两帮锚杆间排距 $900\text{ mm}\times 800\text{ mm}$ 、长度 1.8 m ,巷道断面支护参数如图 11 所示。

从第 3 节分析可知,受强烈采动影响工作面前方和侧向出现明显的应力集中,最大主应力集中程

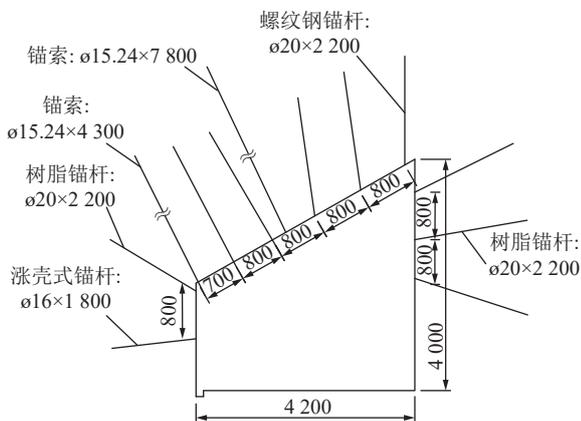


图 11 3131 运输巷原有支护断面

Fig.11 The original support section of No.3131 roadway

度高达原岩应力的 2.7 倍;围岩塑性区破坏范围明显增大:巷道顶板靠近高帮侧和高帮围岩稳定性较弱,且在二次采动时,巷道矮帮靠围岩塑性破坏范围明显增大,围岩稳定性继续减弱;且巷旁充填墙体在承载状态下的抗倾覆性能存在缺陷。因此,为了提高顶板和巷旁充填体的稳定性,需要对现有的支护方案进行补强。

5.2 补强支护方案

1)超前段。在超前工作面 28 m 范围内,巷道顶板上部高帮侧各补打 2 根 $\phi 15.24\text{ mm}\times 7\ 800\text{ mm}$ 锚索,矮帮中部偏底板位置补打 1 根 $\phi 15.24\text{ mm}\times 4\ 300\text{ mm}$ 锚索,高帮下段裸露岩体进行补打锚网背帮;矮帮超前支柱采用 $DW20\sim 300/100X$ 单体液压支柱,配长为 3 m 9号矿用工字钢,沿煤层走向“一梁三柱”架设进行支护,柱距为 $1\ 000\text{ mm}$;高帮采用单体液压支柱配合 9 号矿用工字钢沿煤层走向进行支护,柱距为 $1\ 000\text{ mm}$ 。具体支护方案如图 12 所示。

2)留巷段。巷旁充填墙体井下施工如图 13 所

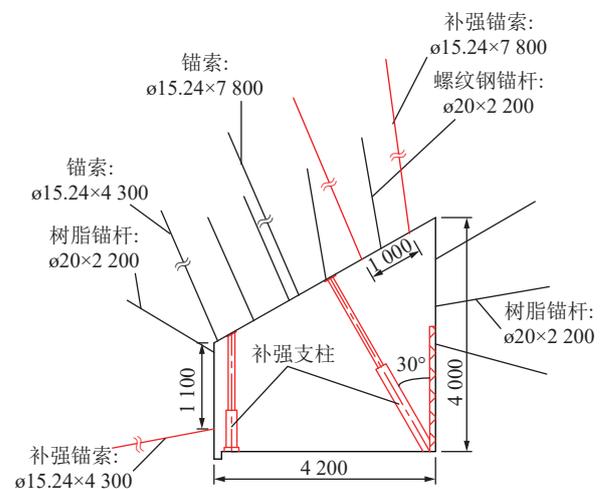


图 12 3131 运输巷超前影响段巷内补强支护设计参数断面

Fig.12 Section diagram of design parameters of reinforcement support in advanced influence section of No.3131 roadway

示。由于混凝土墙体的抗剪切强度小于抗压强度，且其抗倾覆性能较弱；因此，需要在混凝土墙体设计中考虑通过墙体内部植筋的方式来提高柔模混凝土墙体的强度。在柔模内预留锚栓孔，浇注混凝土时在墙体内部预埋锚栓，锚栓用锚杆制成，抑制混凝土的侧向变形。每个柔模混凝土墙体沿高度方向锚栓的密度为 2 根/m；下部锚栓距柔模底部 0.3 m；施工时控制锚栓两端托盘的距离为 0.8 m。锚栓为 $\phi 20$ mm \times 1 100 mm 的螺纹钢，锚杆两端滚丝，滚丝长度为 100 mm。具体支护方案如图 14 所示。



图 13 巷旁充填墙体井下施工

Fig.13 Underground construction drawing of the roadside filler

5.3 现场围岩变形监测

为验证补强支护后巷道围岩的稳定性，在距工作面前 40 m 布置测站，监测一次采动期、留巷期，以及二次采动期巷道围岩变形情况。监测结果表明：
①随着 3131 工作面推进，围岩变形量不断增大，在

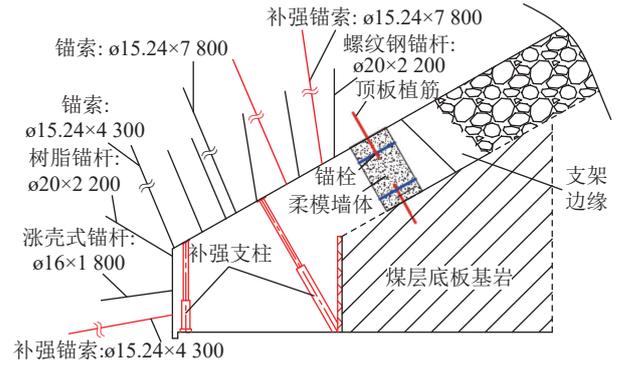


图 14 3131 运输巷留巷段巷旁补强支护设计参数断面

Fig.14 Cross section diagram of design parameters for reinforcement support at roadway side of No.3131 headentry retaining section

工作面推进 26 m(测点在工作面前方 14 m)时，巷道围岩变形量达到最大，顶底板最大变形量约为 21.01 mm，两帮最大变形量约为 19.31 mm；
②在工作面后方随着与工作面距离增加，围岩变形量呈增大趋势，在距工作面后方 20 m 时，巷道围岩变形量达到最大，顶底板最大变形量约为 13.5 mm，两帮最大变形量约为 12.8 mm；
③3112 工作面推进前 5 m 内围岩变形量较小，且未发生明显变化；但随工作面继续推进，围岩变形量不断增大，在工作面推进 38 m(测点在工作面前方 2 m)时，巷道围岩变形量达到最大，顶底板最大变形量约为 18.9 mm，两帮最大变形量约为 30.5 mm；各阶段的巷道围岩变形量在允许范围之内，巷道补强效果良好。巷道表面位移监测结果如图 15 所示。

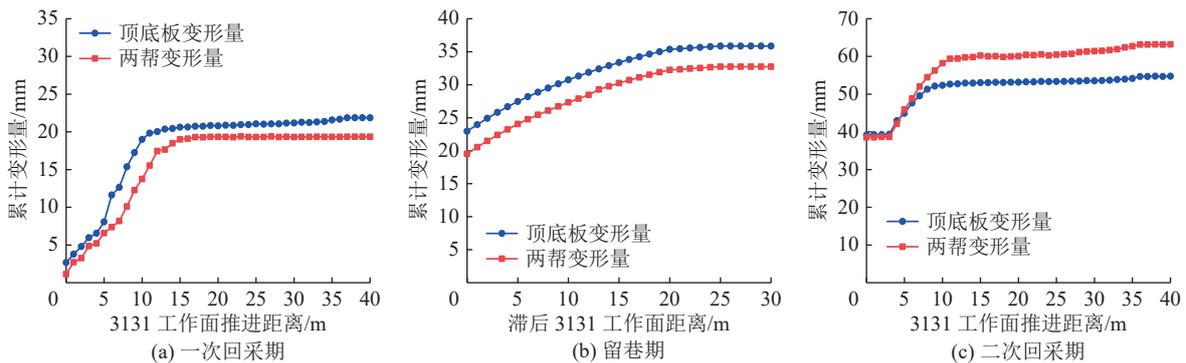


图 15 巷道表面位移变化曲线

Fig.15 Roadway surface displacement curve

6 结 论

1) 通过理论计算得到了 3131 工作面采空区非均匀充填的分区量化长度分别为：充填压实区倾向长 57.20 m、完全充填区倾向长 72.18 m、部分充填区倾向长 10.62 m。

2) 受采空区矸石非均匀充填影响，二次回采相比于一次回采工作面前方支承压力峰值和影响范围明显增大，工作面侧向支承压力集中程度明显提高，采空区跨落带矸石对巷道顶板具有一定的承载作用。

3) 一次采动期相比于掘巷期，巷道顶板靠近高帮侧和高帮塑性区破坏范围增大，围岩稳定性减弱，

留巷期相比于一次采动期,巷道顶板塑性区与采空区顶板塑性区贯通,围岩稳定性进一步减弱,二次采动期相比于留巷期,矮帮塑性区向下一个工作面扩展,巷道围岩稳定性最差。

4)巷旁充填体主要承受来自上覆岩层的重力以及采空区侧矸石的压力,采空区侧承载应力>充填体中部承载应力>巷道侧承载应力,巷旁充填体的最大水平应力大于最大垂直应力,因此需要注意提高其抗倾覆能力。

参考文献(References):

- [1] 陈勇,柏建彪,王襄禹,等.沿空留巷巷内支护技术研究与应用[J].煤炭学报,2012,37(6):903-910.
CHEN Yong, BAI Jianbiao, WANG Xiangyu, et al. Support technology research and application inside roadway of gob-side entry retaining[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(6): 903-910.
- [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,2003:271-281.
- [3] 孟凡刚,党海波.近距离倾斜煤层采掘顺序对巷道矿压影响的研究[J].煤炭科学技术,2015,43(9):129-133,148.
MENG Fangang, DANG Haibo. Study on mining and excavation sequence in contiguous inclined seam affected to mine pressure of gateway[J]. Coal Science and Technology, 2015, 43(9): 129-133,148.
- [4] HUA Xinzh. Study on gob-side entry retaining technique with roadside packing in longwall top-coal caving technology[J]. Journal of Coal Science & Engineering (China), 2004, 10(1): 9-12.
- [5] 张培森,阚忠辉,王明辉,等.倾斜煤层综放沿空留巷围岩稳定性模拟研究[J].煤矿安全,2016,47(8):37-40,44.
ZHANG Peisen, KAN Zhonghui, WANG Minghui, et al. Simulation study on surrounding rock stability of gob-side entry retaining at fully-mechanized working face in inclined seam[J]. Safety in Coal Mines, 2016, 47(8): 37-40,44.
- [6] 王浩,张培森,王明辉.倾斜煤层综放工作面沿空留巷围岩稳定性模拟研究[J].中国科技论文,2015,10(21):2568-2573.
WANG Hao, ZHANG Peisen, WANG Minghui. Numerical study on the stability of surrounding rock of gob-side entry retaining along the fully mechanized working face in inclined seam[J]. China Sciencepaper, 2015, 10(21): 2568-2573.
- [7] 曹树刚,王勇,邹德均,等.倾斜煤层沿空留巷力学模型分析[J].重庆大学学报,2013,36(5):143-150.
CAO Shugang, WANG Yong, ZOU Dejun, et al. Mechanical model analysis of roadway along the roadway in inclined coal seam[J]. Journal of Chongqing University: Natural Science Edition, 2013, 36(5): 143-150.
- [8] 黄庆享,李冬,刘腾飞,等.急倾斜临界角煤层沿空留巷矿压规律与支护对策[J].矿山压力与顶板管理,2004(4):44-46.
HUANG Qingxiang, LI Dong, LIU Tengfei, et al. Ground pressure and support method of entry retaining along gob-side in steep seam[J]. Ground Pressure and Strata Control, 2004(4): 44-46.
- [9] 张吉雄,姜海强,缪协兴,等.密实充填采煤沿空留巷巷旁支护体合理宽度研究[J].采矿与安全工程学报,2013,30(2):159-164.
ZHANG Jixiong, JIANG Haiqiang, MIAO Xiexing, et al. Study on the reasonable width of supporting body beside roadway with dense filling in roadway[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(2): 159-164.
- [10] 李永明,刘长友,杨伟,等.急倾煤层采空区控顶方式对采场围岩稳定性影响[J].煤炭科学技术,2011,39(1):20-24.
LI Yongmin, LIU Changyou, YANG wei, et al. Roof control method of coal mining in steep seam affected to surrounding rock stability of coal mining face[J]. Coal Science and Technology, 2011, 39(1): 20-24.
- [11] 李永明,刘长友,李西蒙,等.水体下急倾煤层采空区矸石充填顶板控制[J].煤炭学报,2010,35(9):1419-1424.
LI Yongming, LIU Changyou, LI Ximeng, et al. Hoof control effect for gangue backfilling of goaf in thin steeply inclined seam under water body[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(9): 1419-1424.
- [12] 张鹏飞,赵同彬,傅知勇,等.矸石充填采空区顶板沉降规律及矸石承载特性分析[J].煤炭科学技术,2018,46(11):50-56.
ZHANG Pengfei, ZHAO Tongbin, FU Zhiyong, et al. Analysis on roof subsidence law and gangue load bearing characteristics in gangue filling goaf[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(11): 50-56.
- [13] 周保精,徐金海,梁国栋,等.倾斜煤层冒落矸石自然充填沿空留巷技术[J].煤炭科学技术,2010,38(11):63-66.
ZHOU Baojing, XU Jinhai, LIANG Guodong, et al. Technology of goaf side gateway retained with roof falling rock natural backfilling in inclined seam[J]. Coal Science and Technology, 2010, 38(11): 63-66.
- [14] DENG Xuejie, HANG Jixiong, WITB W D, et al. Pressure propagation characteristics of solid waste backfilling material during compaction and its applications in situ[J]. Geotechnical and Geological Engineering, 2016, 34(5): 1631-1642.
- [15] 白庆升,屠世浩,王方田,等.浅埋近距离房式煤柱下采动应力演化及致灾机制[J].岩石力学与工程学报,2012,32(S2):3772-3778.
BAI Qingsheng, TU Shihao, WANG Fangtian, et al. Stress evolution and induced accidents mechanism in shallow coal seam in proximity underlying the room mining residual pillars[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 32(S2): 3772-3778.
- [16] 王朋飞,赵景礼,王志强,等.非充分采动采空区与煤岩柱(体)耦合作用机制及应用[J].岩石力学与工程学报,2017,36(5):1185-1200.
WANG Pengfei, ZHAO Jingli, WANG Zhiqiang, et al. Mechanism of gob-pillar interaction for subcritical panels and its application[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36(5): 1185-1200.
- [17] 伍永平,王红伟,解盘石.大倾角煤层长壁开采围岩宏观应力拱壳分析[J].煤炭学报,2012,27(4):559-564.
WU Yongping, WANG Hongwei, XIE Panshi. Analysis of sur-

- rounding rock macro stress archshell of longwall face in steeply dipping seam mining[J]. *Journal of China Coal Society*, 2012, 27(4): 559–564.
- [18] 李 猛, 张吉雄, 缪协兴, 等. 固体充填体压实特征下岩层移动规律研究[J]. *中国矿业大学学报*, 2014, 43(6): 969–973.
- LI Meng, ZHANG Jixiong, MIAO Xiexing, *et al.* Strata movement under compaction of solid backfill body[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2014, 43(6): 969–973.
- [19] 王红伟, 伍永平, 解盘石, 等. 大倾角采场矸石充填量化特征及覆岩运动机制[J]. *中国矿业大学学报*, 2016, 45(5): 886–892, 922.
- WANG Hongwei, WU Yongping, XIE Panshi, *et al.* The quantitative filling characteristics of the waste rock and roof movement mechanism in the steeply inclined working face[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2016, 45(5): 886–892,922.
- [20] SALAMON M. Mechanism of caving in longwall coal mining[A]//Rock mechanics contribution and challenges[C]. Proceedings of the 31st US symposium of rock mechanics, Golden, Colorado, 1990: 161–168.
- [21] YAVUZ H. An estimation method for cover pressure re-establishment distance and pressure distribution in the goaf of longwall coal mines[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2004, 41(2): 193–205.
- [22] 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 Lishuai, WU Quansen, LI Xiaoyu, *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.