

回采工作面过顶板及煤层空巷技术

高亚洲*

(永煤集团股份有限公司 新桥煤矿, 河南 永城 476600)

摘要: 部分工作面回采过程中存在过空巷问题, 出现顶板下沉、岩层断裂失稳或大面积冒顶和片帮等现象, 严重制约工作面正常开采。针对工作面连续过顶板和煤层空巷典型问题, 以永煤集团下属矿井过空巷群回采工作面为工程背景, 构建工作面过空巷力学模型, 提出工作面连续过空巷群的施工及支护方案, 模拟分析实施加固方案后的应力分布规律。结果表明: 工作面推进过空巷各阶段, 实体煤应力重新分布, 应力曲线依次呈现超前应力、马鞍形应力、拱形应力曲线分布。工作面过顶板空巷的安全岩柱为4 m; 顶板空巷采用木垛填充、煤层空巷采用 $\Phi 21.6$ mm \times 9 200 mm的锚索补强支护方案能有效降低围岩的应力集中程度, 减缓塑性区的发育破坏, 现场应用后工作面实现正常回采。

关键词: 回采工作面; 顶板空巷; 煤层空巷; 数值模拟; 支护方案

中图分类号: TD353

文献标志码: A

文章编号: 1672-9102(2025)01-0035-09

Technology of Mining Face Through the Roof and Coal Seam Empty Roadway

GAO Yazhou

(Xinqiao Coal Mine, Yongmei Group Co., Ltd., Yongcheng 476600, China)

Abstract: In the process of mining of some working faces, there are such problems of passing through abandoned roadway as roof subsidence, rock stratum fracture and instability, or large scale roof collapse and rib spalling occur, which have seriously restricted the normal mining of the working face. Taking the mining working face passing through the group of abandoned roadways in a mine affiliated to Yongmei Group as the engineering background, a mechanical model of the working face passing through the abandoned roadway is built. The construction and support schemes for the working face to continuously pass through the group of abandoned roadways are proposed, and the stress distribution law after the implementation of the reinforcement scheme is simulated and analyzed. The results show that in each stage of the working face advancing through the abandoned roadway, the stress of the solid coal is redistributed, and the stress curves successively present the distributions of advanced stress, saddle shaped stress, and arch shaped stress curves. The safe rock pillar for the working face to pass through the roof abandoned roadway is 4 m. The support scheme of filling the roof abandoned roadway with wooden cribs and reinforcing the coal seam abandoned roadway with $\Phi 21.6$ mm \times 9 200 mm anchor cables can effectively reduce the stress concentration degree of the surrounding rock and slow down the development and damage of the plastic zone. After the on-site applications, the normal mining of the working face is realized.

Keywords: mining face; roof roadway; coal seam roadway; numerical simulation; support scheme

工作面过空巷是工作面回采面临的技术难题之一, 过空巷期间围岩在一定范围内出现应力集中区、应力降低区和煤岩破碎区, 导致工作面支架受力大、煤壁片帮严重、巷道变形量大等问题, 同时受采空区和空

巷的影响,工作面采场覆岩运移规律与常规工作面回采亦有所区别^[1-3],主要包括:(1)煤层赋存结构复杂,煤柱工作面内部空巷使得工作面顶板断裂形成“跨巷长关键块”,来压强度增大;(2)矿压显现剧烈,工作面受空巷和采空区的影响,围岩应力重新分布,周期来压不规律,应力显现明显;(3)液压支架受力不均匀,来压强度增大,支架需承受顶板断裂形成的冲击载荷。

国内外学者围绕工作面过空巷保障技术开展了大量研究.柏建彪等^[4]建立工作面过空巷力学模型,并提出采用高水材料充填新技术,保障了空巷围岩的稳定性;冯光明等^[5]研究出超高水材料充填技术,通过采用不同配比达到实际工程中所需强度,具有良好的适用效果;周海丰等^[6]研究工作面过空巷群期间空巷失稳机制及基本顶破断规律,提出大采高综采工作面快速通过大断面空巷群方案,避免冒顶事故的发生;刘炳权等^[7]采用多重手段分析综采工作面围岩破坏机理,确定以煤粉-水泥充填木垛接顶的支护方式,有效保障了综采工作面的正常推进;徐青云等^[8]建立空巷基本顶力学模型,揭示空巷顶板稳定机理,进而确定了维持空巷顶板稳定的最小支护阻力;尹超宇等^[9]利用突变理论从势能积聚的角度分析工作面与前方空巷之间煤柱的失稳机理,并运用弹性薄板理论对煤柱失稳后基本顶的受力状态及破断位置进行了研究。

综合上述学者研究可知,针对不同的矿井地质环境和开采条件,应采用不同的过空巷保障技术.当前主要的过空巷保障技术有工作面伪斜调整、等压开采防冒顶和充填支护等^[10-12],因此在进行工作面过空巷技术研究中应结合实际地质开采条件合理选择过空巷方式.本文以永煤集团下属煤矿较典型的过空巷群工作面为研究背景,综合运用理论分析、数值模拟和现场实测等方法,探究工作面安全高效过空巷技术,提出工作面过空巷支护方案,保障工作面顺利通过空巷。

1 工程背景

23煤柱工作面位于-850 m水平,工作面宽度250 m,推进长度约270 m.工作面位于23采区北翼下部,北为2312,2314,2316采空区,南为23皮带下山下段保护煤柱,西为23中部水仓及绞车房,东为23下部水仓,工作面内部存在多条空巷,其中以中部轨道、皮带和回风下山这3条下山空巷较为典型,工作面布置如图1所示。

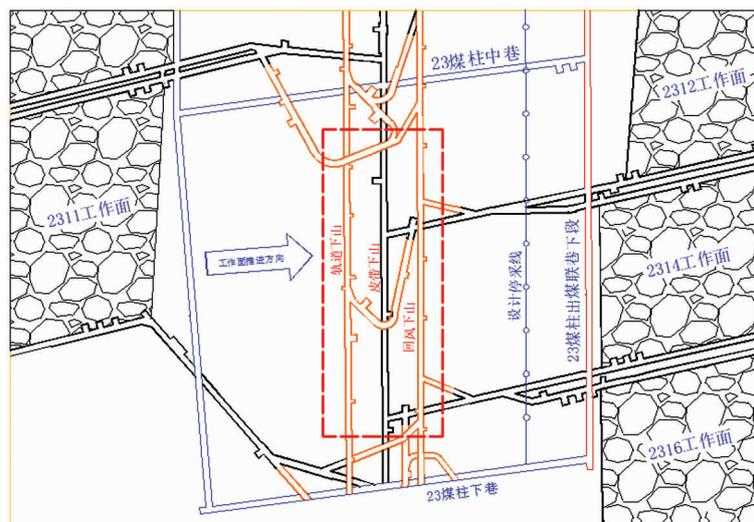


图1 23煤柱工作面布置

工作面开采煤层为二₂煤层,厚度为2.0~4.1 m,平均厚度2.9 m,倾角为10°,平均角度15°,属稳定煤层.直接顶以粉砂岩为主,岩层夹有部分泥岩,厚度5.92 m;基本顶为细粒砂岩,砂质泥岩,厚度11.00 m;直接底为含大量植物化石的砂质泥岩,厚度2.94 m;基本底为细、粉砂岩和砂质泥岩,泥质胶结具波状层理,裂隙较发育.煤岩样力学测试参数见表1。

表 1 煤岩样力学参数

岩性	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	内摩擦角/(°)	内聚力/MPa	抗拉强度/MPa
基本顶	3.2	1.8	33.82	7.27	5.66
直接顶	4.3	2.6	34.99	10.79	8.41
二 ₂ 煤	1.7	1.0	32.21	2.08	0.77
直接底	4.5	3.1	34.21	10.70	6.21
基本底	8.0	4.0	36.50	9.89	9.30

工作面回采时,推进过程中首先需要通过轨道下山、皮带下山和回风下山,轨道下山与皮带下山空巷、皮带下山与回风下山空巷各相距 20 m,其中皮带下山位于煤层中,长 250 m,为煤层空巷,轨道下山和回风下山为顶板空巷.对于煤层空巷,工作面回采时工作面迎头与空巷间煤柱必将出现应力显著集中;对于顶板空巷,岩柱的存在使得过空巷过程中围岩处于不稳定状态,亦可能使岩柱整体垮落,支架处于空顶状态,严重影响工作面安全开采,因此需进行过空巷技术研究.

2 工作面过空巷力学特征分析

2.1 工作面过空巷力学模型建立

回采工作面在通过空巷过程中,相邻空巷间距 20 m,相互影响较小,因此仅需分析工作面过单一空巷的应力分布即可.皮带下山位于煤层中,受采动影响较为显著,现对工作面过皮带下山煤层空巷的应力变化进行分析,工作面过空巷过程中的矿压模型及应力分布分别如图 2 和图 3 所示.

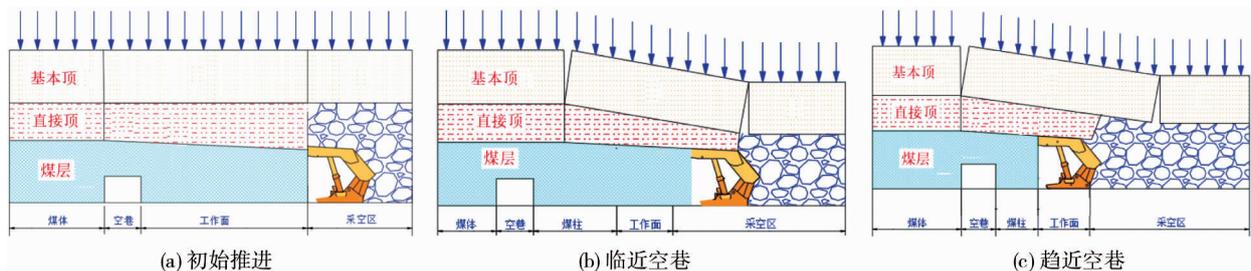


图 2 工作面过空巷过程的矿压模型

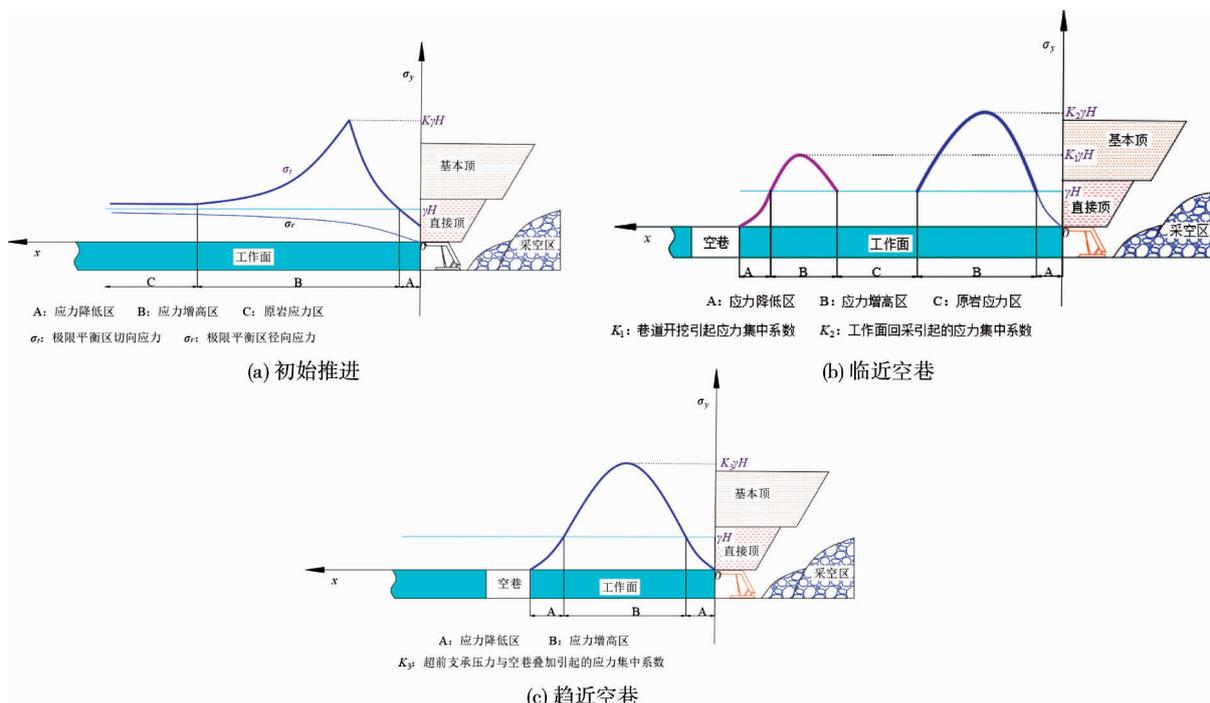


图 3 工作面过空巷过程的应力分布

工作面初始推进时距离空巷较远,工作面回采不受空巷影响,煤柱应力与常规工作面回采应力相似,呈超前应力曲线分布,应力处于稳定水平^[13-15].此阶段顶板破断过程如图 2(a)所示,此时工作面最大超前应力为 $K\gamma H$ (K 为应力集中系数, γ 为侧压力系数, H 为埋深),与煤体采动和埋深有关.在此阶段中,煤体采动应力集中系数取值较小,应力增高区和应力降低区间距相对较近,超前影响范围较小,超前应力峰值处于正常水平,空巷处于原岩应力区内,应力仅受巷道围岩自身因素影响,见图 3(a).

工作面继续推进,工作面与空巷间留设的煤柱宽度逐渐缩短,两者各自形成的超前应力逐步交汇,此时顶板破断过程如图 2(b)所示,基本顶破断形成关键块体^[16],此时应力分布近似马鞍形曲线分布,如图 3(b)所示,其中由空巷引起的应力峰值小于工作面超前采动应力峰值,空巷处应力降低区和应力增高区范围小于工作面侧.空巷与工作面间的煤柱中部处于原岩应力区域,煤柱处于弹性阶段,当工作面逐步推进时,处于原岩应力区的煤柱宽度逐渐减小,直至消失.

工作面继续推进至趋近空巷时,见图 2(c),空巷受到工作面采动影响,空巷与工作面的应力降低区和应力增高区宽度增大,两者应力曲线间的原岩应力区消失,应力开始叠加,应力呈拱形曲线分布,如图 3(c)所示,此阶段应力集中系数取值较大,应力集中区域相对较广,应力相互叠加达到最大值.

2.2 工作面过空巷数值模拟分析

回采工作面内部有多处空巷,主要包括顶板空巷和煤层空巷,现对工作面过空巷群进行 FLAC^{3D} 模拟研究.为简化模拟运算,本次方案仅对空巷群中的轨道下山、皮带下山和回风下山进行模拟分析,探究工作面过空巷时的最大垂直应力和塑性区发育规律,模拟工作面空巷简化图如图 4 所示.

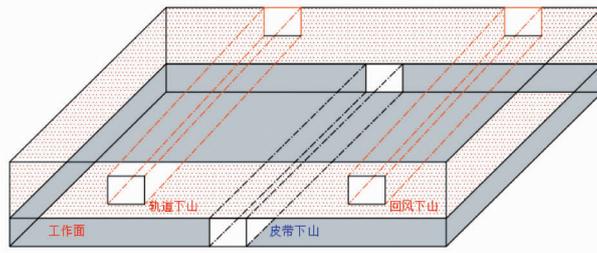


图 4 23 煤柱工作面空巷简化示意

本次模拟本构采用莫尔-库仑破坏准则,根据回采工作面实际地质情况,设计工作面推进长度为 200 m,宽度为 110 m,工作面两侧进行采空区布置,在工作面中部分别掘进轨道下山、皮带下山和回风下山 3 条空巷,巷道宽度均为 4 m,高 3 m,相邻间距为 20 m,即两下山之间留设有 20 m 保护煤柱,其中轨道下山和回风下山位于煤层上方,与煤层有一定的夹角,空巷离工作面最近距离为 1 m,最远为 10 m,皮带下山位于煤层中,为下山煤巷.数值模型如图 5 所示,模拟分析工作面依次穿过 3 条下山空巷的应力和塑性区发育规律.

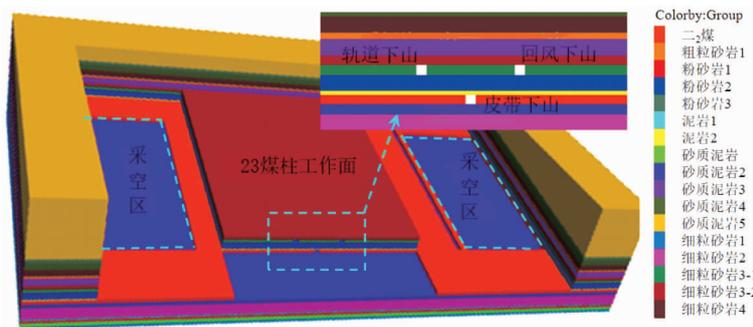


图 5 过空巷数值模型

工作面过轨道下山、回风下山、皮带下山过程中垂直应力分布变化规律如图 6 所示.

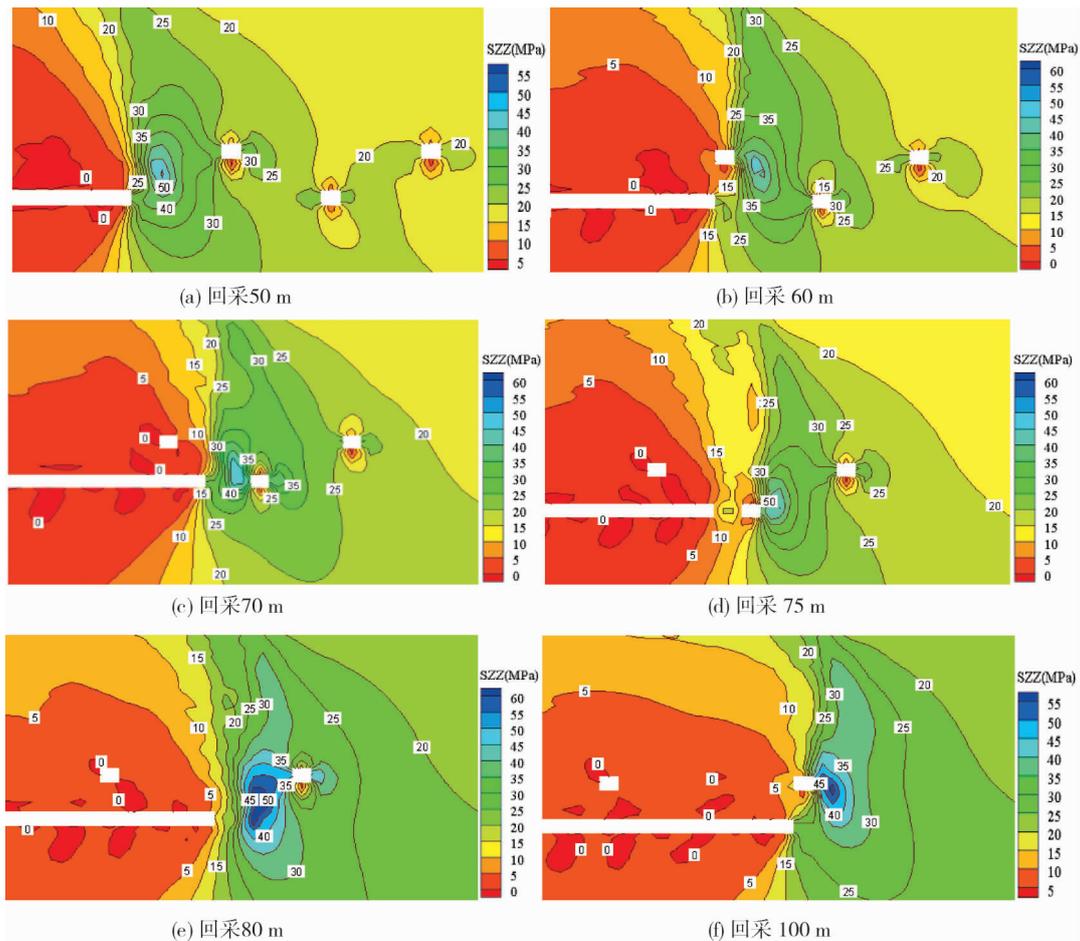


图 6 工作面过空巷不同位置的垂直应力分布

由图 6 可知:(1)工作面回采 50,60,70,75,80,100 m 过程中,应力峰值分别为 54.6,55.3,54.9,21.3,57.4 和 54.6 MPa;当工作面回采至 75 m 时,工作面与皮带下山之间仅有 5 m 煤柱,实体煤柱已失去承载能力,仅有煤柱残余强度承载,煤柱发生了失稳破坏。(2)工作面过顶板空巷过程中,超前应力峰值逐步向空巷处转移,并与空巷处应力相互叠加,超前应力峰值不断增高,应力集中逐步向上方空巷方向延伸,集中程度较大。(3)工作面过煤层空巷过程中,应力峰值逐步向空巷处转移,随着工作面不断推进,空巷与工作面间的实体煤柱宽度不断减少,其承载能力亦不断降低,当煤柱宽度降至其极限宽度时将失去承载能力,全部达到塑性破坏。

工作面过轨道下山、回风下山、皮带下山过程中塑性区分布变化规律如图 7 所示。

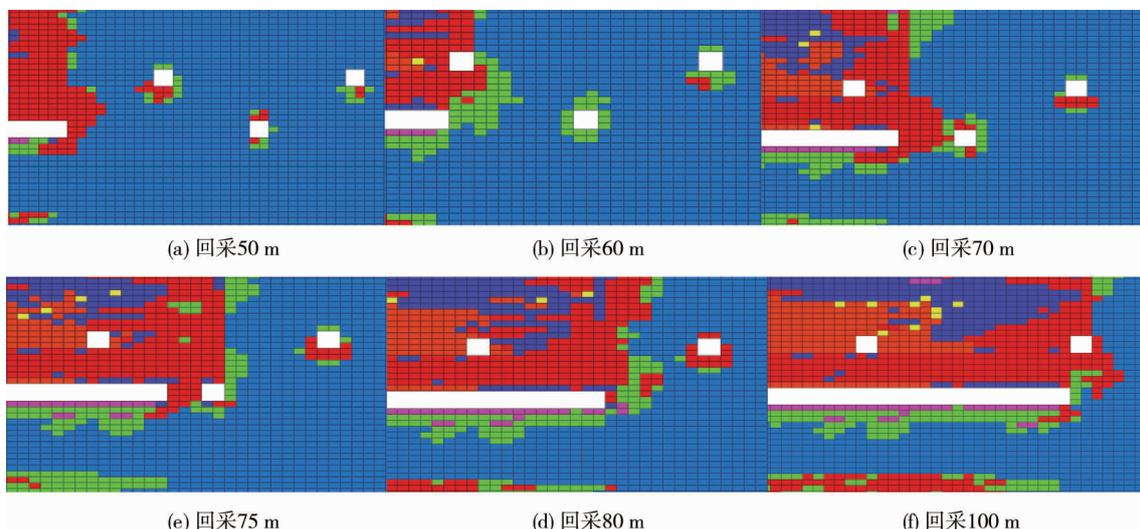


图 7 工作面过空巷不同位置的塑性区发育

由图7可知:(1)工作面过顶板空巷过程中,初始推进时工作面煤壁前方受超前应力影响,塑性区发育深度为6.2 m;空巷靠近工作面侧帮部塑性区发育为2.4 m,顶板及帮部出现塑性变形,位于工作面与轨道下山间的实体煤发育规律表现为“塑性区—弹性区—塑性区”分布;继续推进时工作面与空巷之间煤柱塑性区发育逐步贯通。(2)工作面过煤层空巷过程中,位于煤层中的下山空巷与工作面间煤柱已全部发生塑性破坏,塑性区贯通,并随着煤柱宽度的不断减小,空巷受采动影响,巷道围岩塑性区发育逐步向深部延伸,状态由剪切破坏开始向拉伸破坏发展,煤柱已失去承载能力。

3 工作面过空巷支护方案设计

工作面过顶板空巷和煤层空巷时必须采取加固措施以保障工作面正常回采。针对顶板空巷,顶板能够承受煤层采动引起的集中应力及支架下移不会发生垮落的最小岩柱厚度称为安全岩柱厚度,巷道与工作面顶板岩柱厚度小于等于安全岩柱厚度段为近距离跨采段。

安全岩柱厚度(T)由工作面顶板塑性破坏最大深度(T_1)、有效承载岩层厚度(T_2)和下伏巷道顶板破坏最大高度(T_3)这3部分组成,即 $T=T_1+T_2+T_3$ 。

1) 工作面顶板破坏最大深度(T_1)计算

$$T_1 = \frac{L \sin \varphi}{2 \cos\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2}\right)} \exp\left[\cos\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2}\right) \tan \varphi\right]. \quad (1)$$

式中: L 为压力峰值所处位置到煤壁的距离,取5 m; φ 为顶板岩石内摩擦角,砂质泥岩 φ 取 34° 。

2) 承载岩层厚度(T_2)计算

承载岩层的厚度应大于等于其发生剪切或拉伸破坏时的最小厚度,即 $T_2 \geq \max\{T_{2S}, T_{2T}\}$ 。 T_{2S} 为承载岩层发生剪切破坏时的最小厚度, T_{2T} 为承载岩层发生拉伸破坏时的最小厚度。

$$T_{2S} = \frac{3q(L_1 + L_2)}{8R_S}, T_{2T} = \sqrt{\frac{3q(L_1 - L_2)^2}{16EIR_T}}. \quad (2)$$

式中: q 为工作面支承压力均布载荷,取0.67 MPa; R_S 为顶板岩梁抗剪强度,取10.35 MPa; L_1 为液压支架长度,取4.7 m; L_2 为巷道宽度,取4.0 m; E 为顶板岩石弹性模量,取2.5 MPa; I 为惯性矩,取 1.6 m^4 ; R_T 为顶板岩梁抗拉强度,取5.6 MPa。

3) 巷道顶板破坏高度(T_3)计算

巷道顶板破坏高度在正常范围内不应超过巷道顶板冒落拱高度,其数值与巷道宽度和顶板岩石坚固性系数有关。

$$T_3 = \frac{L_2}{2f} \leq T_M. \quad (3)$$

式中: T_M 为巷道顶板冒落拱高度,m; f 为坚固性系数,取3.3。

通过计算,安全岩柱厚度 T 约为3.61 m,本文取4 m。即超过煤层上方4 m处的巷道段可以不受工作面回采影响,因此针对顶板巷道,仅对煤层上方4 m范围内的巷道段采取加固措施即可,如图8所示。

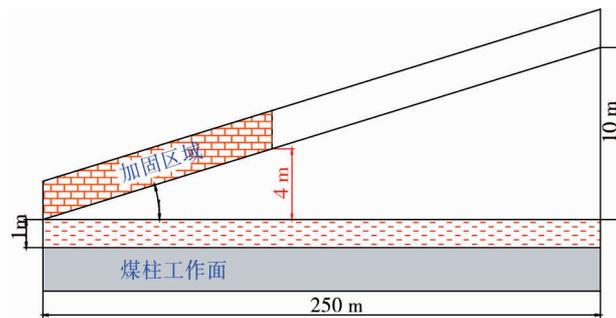


图8 工作面过顶板空巷加固区域

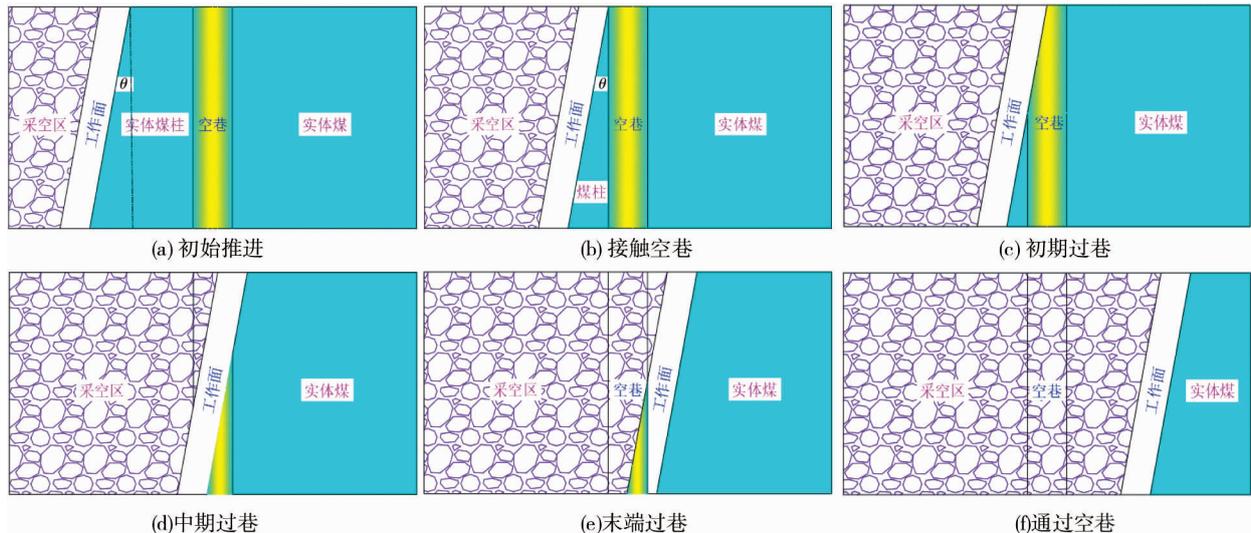


图 11 工作面伪斜开采过空巷布置

4 工作面过空巷矿压监测

监测工作面液压支架阻力并收集数据,用来分析工作面回采过程的矿压显现规律.本次工作面矿压监测主要考虑空巷对液压支架阻力的影响,监测方案主要针对工作面中部轨道下山、皮带下山和回风下山这3条空巷,以皮带下山位置作为工作面推进的初始零位置,从皮带下山前后100 m范围内进行支架阻力测试收集,记录工作面推进至空巷不同位置时液压支架工作阻力特征,分析工作面推进过空巷时对支架阻力的影响.支架平均阻力如图12所示.由图12可知:工作面推进过程中,空巷影响范围为50 m以内,且越靠近空巷影响程度越大,推进至顶板空巷时,工作阻力达到峰值;50 m以外支架阻力保持在29.4 MPa,基本不受空巷影响.当工作面推进至轨道下山、皮带下山和回风下山时,工作阻力峰值分别达到39.3、40.6、39.6 MPa,工作面推进穿过轨道下山后,受轨道下山和皮带下山叠加影响,支架阻力呈现先减小后增大的趋势,但阻力峰值依然处于支架安全阀压力范围内,液压支架可以保持正常工作.

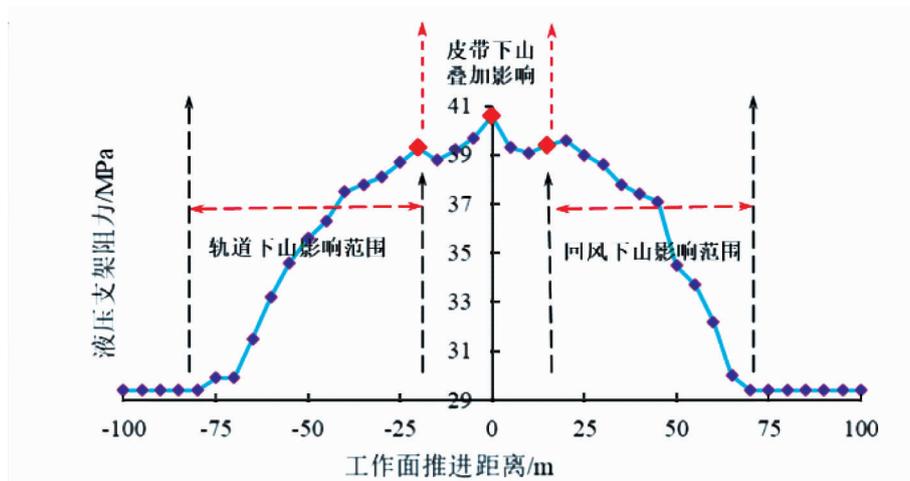


图 12 工作面推进至空巷不同位置时支架阻力

通过监测、分析液压支架阻力得出,工作面采用木垛分类加固和锚索补强方式效果良好,液压支架可以保持正常工作,23煤柱工作面可以安全通过空巷.

5 结论

1) 工作面逐步推进至空巷过程中,应力呈现“逐步增加—急剧增加—降低”的变化趋势,应力分布曲

线呈现“超前分布—马鞍形分布—拱形分布”,工作面过空巷时应力逐渐增加,出现应力集中现象。

2)工作面过顶板空巷时,确定安全岩柱厚度为4 m,采用木垛填充充当假顶加强支护;煤层空巷采用5°调斜开采,配合 $\Phi 21.6\text{ mm}\times 9\ 200\text{ mm}$ 锚索补强支护。

3)加强支护后,工作面推进至皮带下山位置时,受下山空巷群叠加影响支架阻力达到峰值40.6 MPa,仍处于安全阀正常范围内,液压支架可以保持正常工作,补强支护满足要求。

参考文献:

- [1] 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,2004.
- [2] 钱鸣高,缪协兴,何富连.采场“砌体梁”结构的关键块分析[J].煤炭学报,1994,19(6):557-563.
- [3] 许家林,鞠金峰.特大采高综采面关键层结构形态及其对矿压显现的影响[J].岩石力学与工程学报,2011,30(8):1547-1556.
- [4] 柏建彪,侯朝炯.空巷顶板稳定性原理及支护技术研究[J].煤炭学报,2005,30(1):8-11.
- [5] 冯光明,贾凯军,尚宝宝.超高水充填材料在采矿工程中的应用与展望[J].煤炭科学技术,2015,43(1):5-9.
- [6] 周海丰,黄庆享.大采高工作面过空巷群顶板破断及矿压规律研究[J].煤炭科学技术,2020,48(2):70-79.
- [7] 刘炳权,李正甲,代双成,等.回收大巷煤柱工作面过空巷围岩破坏机理和控制技术[J].煤炭科学技术,2022,50(4):67-75.
- [8] 徐青云,宁掌玄,朱润生,等.综放工作面充填过空巷顶板失稳机理及控顶研究[J].采矿与安全工程学报,2019,36(3):505-512.
- [9] 尹超宇,冯光明,高鹏,等.工作面过空巷围岩失稳机理研究[J].采矿与安全工程学报,2018,35(3):457-464.
- [10] 刘畅,弓培林,王开,等.复采工作面过空巷顶板稳定性[J].煤炭学报,2015,40(2):314-322.
- [11] 刘畅,张俊文,杨增强,等.工作面过空巷基本顶超前破断机制及控制技术[J].岩土力学,2018,39(4):1411-1421.
- [12] 刘畅,杨增强,弓培林,等.工作面过空巷基本顶超前破断压架机理及控制技术研究[J].煤炭学报,2017,42(8):1932-1940.
- [13] 何向宁,陈勇,秦征远.综放工作面过空巷技术研究及应用[J].煤炭科学技术,2017,45(6):124-130.
- [14] 李晓,吴海,褚文强,等.非均匀应力下软岩巷道围岩应力分布与控制技术[J].矿业工程研究,2022,37(2):9-16.
- [15] 王碧清,曹国选,赵米真,等.龙华矿过空巷超长综采工作面安全开采关键技术研究[J].煤炭技术,2022,41(12):93-96.
- [16] 米东,苗晓伟.孤岛工作面不同条件下煤柱稳定性[J].矿业工程研究,2021,36(2):1-5.