

文章编号: 1671-251X(2023)12-0139-08

DOI: 10.13272/j.issn.1671-251x.2023070074

动载作用下巷道超前支护区域划分

陈政文, 吴士良, 姜南

(山东科技大学 能源与矿业工程学院, 山东 青岛 266590)

摘要: 巷道超前支护区域划分和支护方式是影响回采巷道围岩稳定性的关键因素。现有研究大多在静载条件下对超前支护区域进行划分,对于动载冲击作用下的超前支护区域划分及巷道围岩与液压支架之间的关系需进一步探讨。以赵楼煤矿5304工作面巷道为研究对象,分析了液压支架受动载冲击时工作阻力的变化特征及围岩与液压支架的关系,提出了动态系数概念。在动载扰动作用下,超前支承压力峰值点向煤体内部转移,将会产生新的塑性区,因此将超前支承压力影响区划分为破裂区、塑性区、弹性区、原岩应力区、新增塑性区。根据煤岩状态及动态分界点,以动态应力为界限将超前支护区域划分为加强支护段、辅助支护段和原始支护段:加强支护段由破裂区、塑性区和部分弹性区构成,需要较高强度超前支护设备加强顶板支护;辅助支护段主要以弹性区为主,需要单体液压支柱或单元式液压支架辅助支护;原始支护段整体处于原岩应力区,不需要加强支护。运用数值模拟研究了动载作用下超前支承压力变化规律,建立了动载作用下巷道超前支承压力计算模型,推导出各支护段动态应力表达式。现场实测结果表明,根据巷道超前支护区域划分结果设计的支护方案支护效果良好,可满足超前支护区域支护质量要求。

关键词: 巷道超前支护; 动载冲击; 超前支护区域划分; 动态系数; 动态应力; 超前支承压力

中图分类号: TD353

文献标志码: A

Division of advanced support areas in roadways under dynamic loads

CHEN Zhengwen, WU Shiliang, JIANG Nan

(College of Energy and Mining Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266590, China)

Abstract: The division of advanced support areas and support methods in roadways are key factors affecting the stability of surrounding rock in mining roadways. The existing research mostly divides the advanced support area under static load conditions. Further exploration is needed for the division of advanced support area under dynamic load impact and the relationship between roadway surrounding rock and hydraulic support. Taking the 5304 working face roadway of Zhaolou Coal Mine as the research object, the variation features of working resistance of hydraulic support under dynamic load impact and the relationship between surrounding rock and hydraulic support are analyzed. The concept of dynamic coefficient is proposed. Under the action of dynamic load disturbance, the peak point of advanced support pressure will transfer to the interior of the coal body, resulting in a new plastic zone. Therefore, the area affected by advanced support pressure is divided into fracture zone, plastic zone, elastic zone, original rock stress zone, and newly added plastic zone. According to the coal rock state and dynamic boundary points, the advanced support area is divided into reinforced support section, auxiliary support section, and original support section based on dynamic stress as the boundary. The reinforced support section is composed of fracture zone, plastic zone, and partially elastic zone, and requires high-strength advanced support equipment to strengthen roof support. The auxiliary support section is mainly composed of elastic zones and

收稿日期: 2023-07-20; 修回日期: 2023-12-17; 责任编辑: 胡娴。

基金项目: 山东省重点研发计划项目(2018GSF116003)。

作者简介: 陈政文(1997—), 男, 山东烟台人, 硕士研究生, 研究方向为矿山压力与岩层控制, E-mail: 569069738@qq.com。

引用格式: 陈政文, 吴士良, 姜南. 动载作用下巷道超前支护区域划分[J]. 工矿自动化, 2023, 49(12): 139-146.

CHEN Zhengwen, WU Shiliang, JIANG Nan. Division of advanced support areas in roadways under dynamic loads[J]. Journal of Mine Automation, 2023, 49(12): 139-146.



扫码移动阅读

requires single hydraulic pillars or unit hydraulic supports for auxiliary support. The original support section is located in the original rock stress zone as a whole, and there is no need to strengthen the support. The numerical simulation is used to study the variation law of advanced support pressure under dynamic load, and establish a calculation model for advanced support pressure in roadways under dynamic load. The dynamic stress expression for each support section is derived. The on-site test results show that the support scheme designed based on the division of the advanced support area of the roadway has good support effect and can meet the quality requirements of the advanced support area.

Key words: advanced support for roadways; dynamic load impact; division of advanced support areas; dynamic coefficient; dynamic stress; advanced support pressure

0 引言

工作面回采过程中,在巷道围岩多种应力叠加作用下,矿压显现复杂^[1-4]。冲击地压矿井两巷超前支护区域更是冲击地压等事故频发之地^[5-7]。巷道超前支护对于保障工作面回采过程中行人、运料等的安全至关重要,而超前支护区域各区段的划分则是进行巷道支护的前提。

巷道超前支护区域划分和支护方式是影响回采巷道围岩稳定性的关键因素。在超前支护区域划分方面,孙广义等^[8]根据不同巷道支承压力确定了合理支护方式;王宜清等^[9]在研究顶板裂隙规律的基础上,提出了分区域主动式超前支护方案;曹新奇等^[10]研究制定了工作面上下端头顶板支护技术措施,提出了回采巷道在不同顶板倾角下的超前支护技术方案;田雷等^[11]通过多种监测手段研究了某矿首采工作面超前支承压力分布规律和回采巷道围岩变形特征,并根据不同采动影响程度采取相应超前支护措施。针对超前支护方式,魏允伯等^[12]提出了用高强预应力锚索主动支护代替单体和超前液压支架被动支护的思路,通过理论计算和数值分析确定了超前主动支护方案;王方田等^[13]探究了回采巷道动压区锚索强化支护机理,建立了巷道锚索支护力学结构模型。以上研究大多在静载条件下对超前支护区域进行划分,以优化和完善主动式支护为研究重点,对于动载冲击作用下的超前支护区域划分及巷道围岩与液压支架之间的关系需进一步探讨。

本文以兖矿能源集团股份有限公司赵楼煤矿 5304 工作面巷道为研究对象,分析了超前支架受动载冲击下的工作阻力变化规律和围岩与液压支架关系,运用数值模拟研究了动载作用下超前支承压力变化规律,推导出各支护段动态应力表达式。

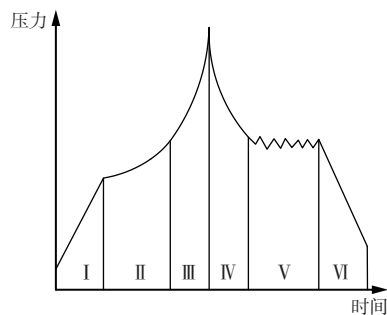
1 巷道超前支护区域划分原理

1.1 液压支架工作阻力变化特征

一般情况下,判断岩体是否发生破坏,需根据岩

石力学原理得到区域内应力状态和强度准则。然而,对于煤矿冲击地压而言,目前尚未获得完备的强度准则,无法对煤岩体绝对应力状态进行测量,也无法明确煤岩体冲击显现时是以静载应力为主还是动载应力为主。但是,液压支架工作阻力变化可在一定程度上反映巷道顶板应力变化特征,从而可以监测某一方向的相对应力变化^[14-15]。

在正常工作状态下,超前液压支架依次经过上升增阻、缓慢增阻、耦合恒阻和降柱降阻 4 个阶段。当动载冲击作用于液压支架时,立柱液压缸内压力急剧增大,达到最大压力后立即卸荷调整至稳态^[16-18]。液压支架立柱压力曲线如图 1 所示。在正常的周期来压过程中,液压支架偶尔受到动载冲击影响,出现如图 1 中Ⅲ、Ⅳ阶段变化特征。



Ⅰ—液压支架的上升增阻阶段;Ⅱ—与顶板接触缓慢增阻阶段;
Ⅲ—受冲击急速增阻阶段;Ⅳ—安全阀卸荷降阻阶段;
Ⅴ—常规耦合恒阻阶段;Ⅵ—降柱降阻阶段。

图 1 液压支架立柱压力曲线^[19]

Fig. 1 Hydraulic support column pressure curve^[19]

超前液压支架工作阻力曲线如图 2 所示。在正常周期来压中,液压支架受到动载冲击后,存在工作阻力急剧上升后急速下降现象,具有作用时间短、速度快等特点。在图 2(b)—图 2(d)中红色虚线圈定区域,液压支架正常工作时工作阻力分别为 10 900, 3 828, 4 681 kN, 动载冲击时工作阻力分别为 11 903, 4 858, 5 340 kN, 为正常工作状态下的 1.10, 1.27, 1.14 倍。

1.2 动态系数定义

考虑动载作用时液压支架工作阻力会增大,假

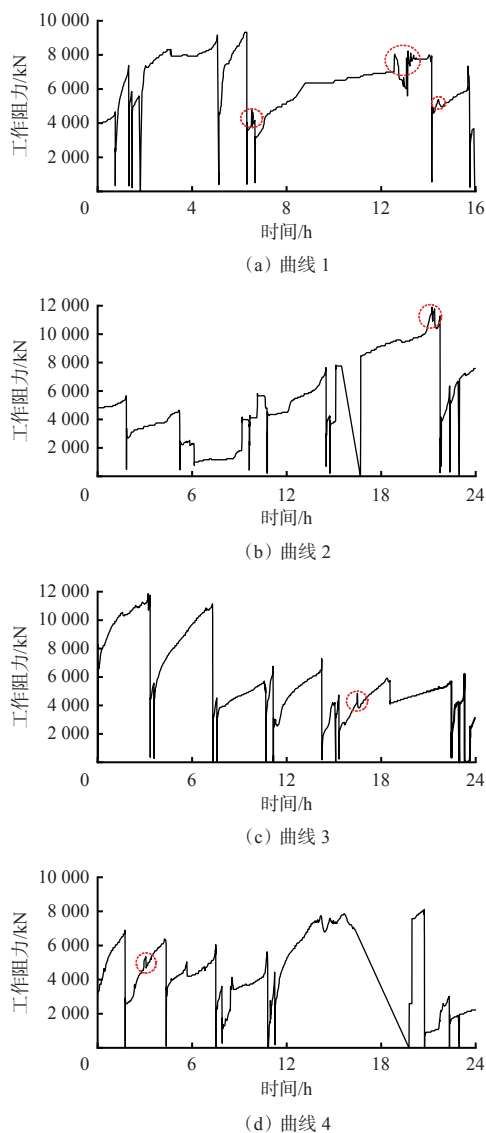


图2 液压支架工作阻力曲线

Fig. 2 Hydraulic support working resistance curves

设动载全程作用,则会形成一条新的液压支架工作阻力变化曲线,根据新曲线对液压支架进行选型,可提高巷道稳定性。因此,根据受动载冲击前后工作阻力之间的数学关系,提出动态系数这一概念。

将工作面回采前方区域划分为网格,如图3所示。将动载作用时液压支架工作阻力(动载)与作用前工作阻力(静载)的比值称为动态系数分量,记作 χ_{ij} (i, j 为区域位置的横坐标和纵坐标),令各区域动态系数分量的最大值为整个区域内的动态系数,用 χ_i 表示,即

$$\chi_{ij} = \frac{(\sigma_1)_{ij}}{(\sigma_0)_{ij}} \quad (1)$$

$$\chi_i = \max(\chi_{ij}) \quad (2)$$

式中: $(\sigma_1)_{ij}$ 为动载; $(\sigma_0)_{ij}$ 为静载。

根据 GB 25974.2—2010《煤矿用液压支架 第2

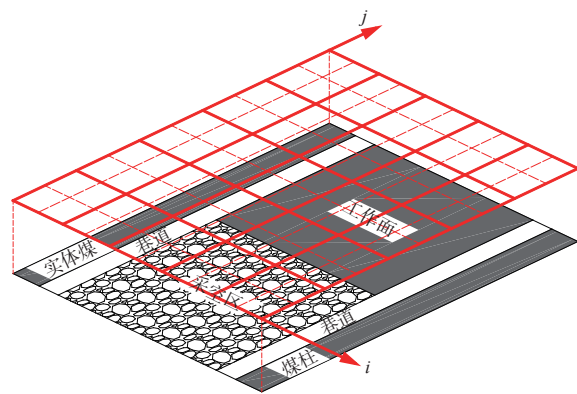


图3 区域划分网格

Fig. 3 Regional division grids

部分: 立柱和千斤顶技术条件》,立柱和支撑千斤顶的冲击动载荷不超过液压支架1.5倍额定工作阻力^[20]。考虑到液压支架选型时工作阻力为额定工作阻力的60%~80%较合理,即为动载冲击时工作阻力的40%~53%,所以冲击地压或易受动载冲击影响的工作面动态系数可达1.8~2.5。当动态系数超过2.5时,液压支架有较大概率出现压架现象。

1.3 超前支护区域动态划分

根据静载条件下工作面前方煤体支承压力分布特征,可将超前支承压力影响区划分为破裂区、塑性区、弹性区及原岩应力区。在动载扰动作用下,超前支承压力峰值点向煤体内部转移,将会产生新的塑性区,仅在弹塑性区宽度范围和应力大小上有差别。假设动载作用下超前支承压力峰值点与静载超前支承压力交汇点处应力为 P_{ij} ,可建立围岩应力模型,如图4所示, L_1 — L_5 依次为破裂区、塑性区、弹性区、原岩应力区、新增塑性区。交汇点即为巷道超前支护动态分界点。

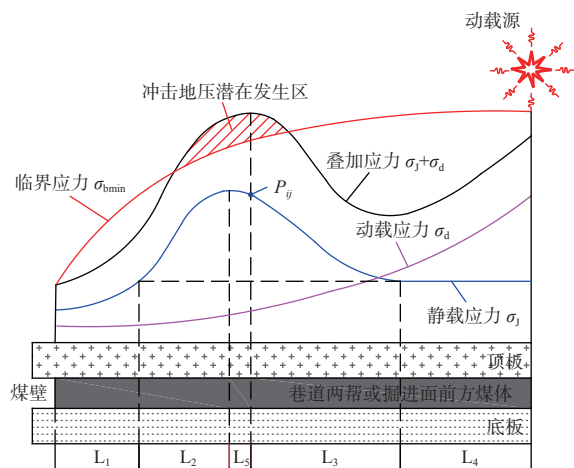


图4 动载作用下巷道围岩应力模型

Fig. 4 Stress model of surrounding rock in roadways under dynamic load

根据煤岩状态及动态分界点,对巷道超前支护区域进行划分,如图 5 所示。OA 段为加强支护段,由破裂区、塑性区和部分弹性区构成,需要较高强度超前支护设备加强顶板支护;AB 段为辅助支护段,主要以弹性区为主,煤体具有较好的承载效果,但支承压力仍处于较高状态,需要单体液压支柱或单元式液压支架辅助支护;BC 段为原始支护段,整体处于原岩应力区,不需要加强支护。

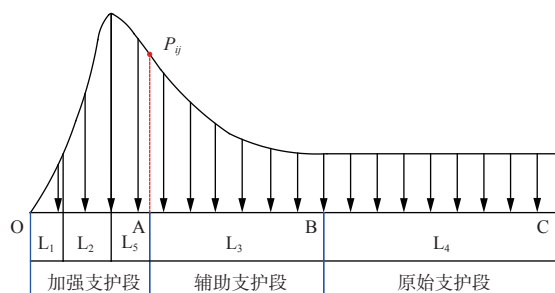


图 5 巷道超前支护区域划分

Fig. 5 Division of advanced support areas in roadways

2 动载冲击下超前支承压力分布

2.1 数值模拟模型

选取 5304 工作面巷道为研究对象,通过软件 FLAC^{3D} 建立 524 m×400 m×62 m(长×宽×高)的数值模拟模型。FLAC^{3D} 数值模拟分为静载计算和动载计算 2 个方面。静载计算时,设定模型边界为底部固定,前后左右水平约束,顶部自由,并施加 20 MPa 均布载荷;动载计算时,顶部和底部采用静态边界,前后左右采用自由边界,以减少边界波的反射。模型及监测网布置如图 6 所示。煤岩物理力学参数见表 1。

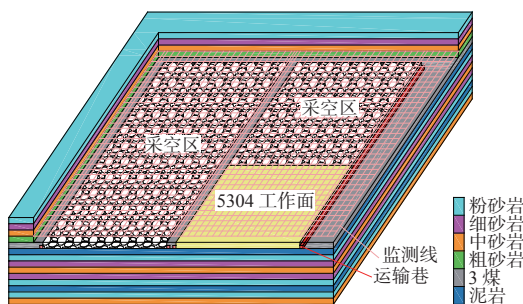


图 6 数值模拟模型及监测网布置

Fig. 6 Numerical simulation model and monitoring network layout

为研究动载冲击条件下超前支承压力变化规律,选取不同动载强度和位置进行探讨:①动载强度依次选取 22, 24, 26, 28, 30 MPa。②分别在工作面采空区(距煤壁 150, 100 m)、煤壁、工作面前方区域(距煤壁 50 m)、相邻工作面采空区施加动载荷。

2.2 结果分析

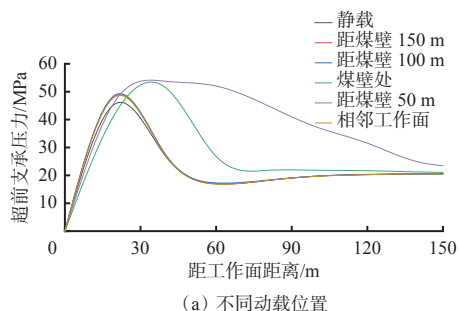
改变动载位置和强度,得到超前支承压力变化

表 1 煤岩物理力学参数

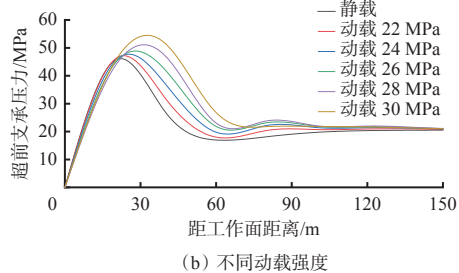
Table 1 Physical and mechanical parameters of coal rock

岩性	密度/ (kg·m ⁻³)	体积模 量/MPa	剪切模 量/MPa	内摩擦 角/(°)	黏聚 力/MPa
粉砂岩	2 600	8 752	5 251	39.41	17.46
细砂岩	2 500	9 107	4 696	37.23	15.94
中砂岩	2 450	8 098	4 400	35.26	15.33
3 煤	1 500	2 712	904	39.92	3.53
泥岩	2 000	5 855	3 346	38.76	18.59
粗砂岩	2 400	7 425	4 034	35.31	15.23

曲线,如图 7 所示。由图 7 可知,以静载状态下超前支承压力峰值点位置为基准点,在动载源强度不变的条件下,随着动载源的靠近,超前支承压力峰值逐渐增大,峰值点向煤体内部移动,塑性区范围扩大;在动载源位置不变的条件下,随着动载源强度的增大,亦产生相同变化规律。从几何角度看,相对于静载状态下的曲线,超前支承压力峰值点前的曲线基本重合;峰值点后,原岩应力区前的曲线斜率基本相同,向距工作面更远处平移,向峰值点延伸;进入原岩应力区后曲线再次重合。



(a) 不同动载位置



(b) 不同动载强度

图 7 动载作用下超前支承压力变化曲线

Fig. 7 Variation curves of advanced support pressure under dynamic load

3 各区域支承压力计算

各区域支承压力 σ_y 如图 8 所示, x 为工作面前方与煤壁的距离。以应力状态为标准划分, OD 段为破裂区和塑性区,宽度设为 x_0 , DB 段为弹性区,宽度为 $l_0 - x_0$ (l_0 为 OB 段宽度), DA 段为新增塑性区;以巷

道支护方式和强度为标准划分, OA 段为加强支护段, AB 段为辅助支护段, BC 段为原始支护段。

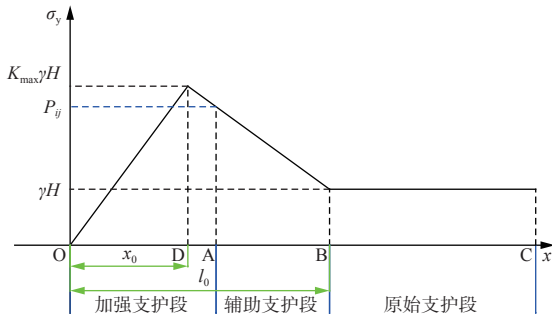


图 8 各区域支承压力

Fig. 8 Support pressure in each area

为了方便计算, 假设 OD 段和 DB 段支承压力 σ_{OD} , σ_{DB} 均呈线性变化, 其表达式为

$$\begin{cases} \sigma_{OD} = \frac{K_{\max} \gamma H}{x_0} x & 0 \leq x \leq x_0 \\ \sigma_{DB} = -\frac{(K_{\max} - 1) \gamma H}{l_0 - x_0} x + \frac{(l_0 K_{\max} - x_0) \gamma H}{l_0 - x_0} & x_0 \leq x \leq l_0 \end{cases} \quad (3)$$

式中: K_{\max} 为最大应力集中系数; γ 为上覆岩层的平均容重, kN/m^3 ; H 为煤层埋深, m 。

取宽度为 dx 、高度为 M 的受力单元体为研究对象, 如图 9 所示。

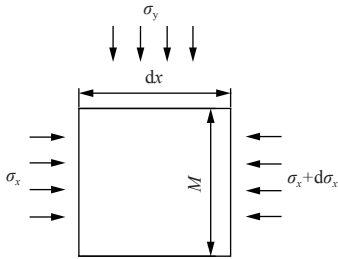


图 9 单元体受力模型

Fig. 9 Unit force model

单元体受力平衡方程为

$$\begin{cases} M(\sigma_x + d\sigma_x) - M\sigma_x - 2F = 0 \\ F = f\sigma_y dx \end{cases} \quad (4)$$

式中: σ_x 为 x 轴方向的应力; F 为煤层与顶底板岩层之间的摩擦阻力; f 为煤层与顶底板岩层交界面的滑

$$\begin{cases} \sigma_{OD} = \frac{2f(1+\sin\varphi)K_{\max}\gamma H}{M(1-\sin\varphi)\ln\frac{K_{\max}\gamma H}{N_0}} x \\ \sigma_{DB} = \gamma H \left[K_{\max} + \frac{\lambda(1-\sin\varphi)(K_{\max}-1)\ln\frac{K_{\max}\gamma H}{N_0}}{(1+\sin\varphi)\ln\frac{\gamma H}{N_0}} - \frac{2\lambda f(K_{\max}-1)}{M\ln\frac{\gamma H}{N_0}} x \right] \end{cases} \quad (15)$$

结合动载作用下超前支承压力变化曲线, 为了方便计算和分析, 建立动载作用下巷道超前支承压力计算模型, 如图 10 所示。

动摩擦因数。

根据摩尔库伦准则, OD 段内单元体支承压力为

$$\sigma_{OD} = \frac{1+\sin\varphi}{1-\sin\varphi} \sigma_x + \frac{2c_0\cos\varphi}{1-\sin\varphi} \quad (5)$$

式中: φ 为煤体内摩擦角, $(^\circ)$; c_0 为煤体黏聚力, MPa 。

OD 段与 DB 段交界处, 即塑性区与弹性区交界处应力满足以下条件:

$$\begin{cases} \sigma_{OD}|_{x=x_0} = K_{\max}\gamma H \\ \sigma_x|_{x=x_0} = \frac{1+\sin\varphi}{1-\sin\varphi} K_{\max}\gamma H \end{cases} \quad (6)$$

将式(5)代入式(4), 根据式(6)得

$$\sigma_{OD} = K_{\max}\gamma H \exp\left(\frac{2f(1+\sin\varphi)}{M(1-\sin\varphi)}(x-x_0)\right) \quad 0 \leq x \leq x_0 \quad (7)$$

工作面煤壁处应力应满足以下条件:

$$\sigma_{OD}|_{x=0} = N_0 \quad (8)$$

式中 N_0 为煤壁处支撑力。

结合式(7)和式(8)可得 OD 段宽度为

$$x_0 = \frac{M(1-\sin\varphi)}{2f(1+\sin\varphi)} \ln \frac{K_{\max}\gamma H}{N_0} \quad (9)$$

同理可得, DB 段弹性区内单元体支承压力为

$$\sigma_{DB} = \lambda\sigma_x \quad (10)$$

式中 λ 为侧压系数。

将式(10)代入式(4), 根据式(6)得

$$\sigma_{DB} = K_{\max}\gamma H \exp\left(\frac{2f\lambda}{M}(x_0-x)\right) \quad x_0 \leq x \leq l_0 \quad (11)$$

DB 段和 BC 段交界处, 即弹性区与原岩应力区交界处应力满足以下条件:

$$\begin{cases} \sigma_{DB}|_{x=l_0} = \gamma H \\ \sigma_x|_{x=l_0} = \lambda\gamma H \end{cases} \quad (12)$$

结合式(11)和式(12)可得 DB 段宽度 $l_0 - x_0$ 为

$$l_0 - x_0 = \frac{M}{2f\lambda} \ln \frac{\gamma H}{N_0} \quad (13)$$

$$l_0 = \frac{M}{2f\lambda} \ln \frac{\gamma H}{N_0} + x_0 \quad (14)$$

将式(9)和式(14)代入式(3)得

σ_{OA} 与 σ_{OD} 表达式相同, 但范围变为 $0 \leq x \leq x_{OA}$, x_{OA} 为 OA 段的宽度。 σ_{AE} 为 λ_i 倍 σ_{DB} , 其分段表达式为

$$\begin{cases} \sigma_{OA} = \frac{2f(1+\sin\varphi)K_{\max}\gamma H}{M(1-\sin\varphi)\ln\frac{K_{\max}\gamma H}{N_0}}x \\ \sigma_{AE} = \chi_i\gamma H \left[K_{\max} + \frac{\lambda(1-\sin\varphi)(K_{\max}-1)\ln\frac{K_{\max}\gamma H}{N_0}}{(1+\sin\varphi)\ln\frac{\gamma H}{N_0}} - \frac{2\lambda f(K_{\max}-1)}{M\ln\frac{\gamma H}{N_0}}x \right] + x_{OA} \end{cases} \quad (16)$$

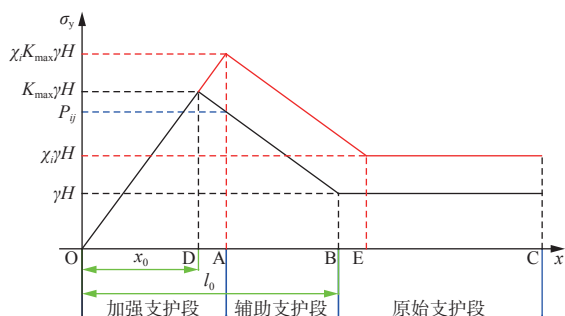


图 10 动载巷道超前支承压力计算模型

Fig. 10 Calculation model for advanced support pressure in dynamic loading roadways

将 $\sigma_{OA} = \chi_i K_{\max} \gamma H$ 代入式(16)得

$$x_{OA} = \frac{\chi_i M (1 - \sin \varphi)}{2f(1 + \sin \varphi)} \ln \frac{K_{\max} \gamma H}{N_0} \quad (17)$$

将式(17)代入式(14),即可求得动态应力 P_{ij} :

$$P_{ij} = \gamma H \left[K_{\max} + \frac{\lambda(1 - \chi_i)(1 - \sin \varphi)(K_{\max} - 1) \ln \frac{K_{\max} \gamma H}{N_0}}{(1 + \sin \varphi) \ln \frac{\gamma H}{N_0}} \right] \quad (18)$$

由式(18)可知,动态应力 P_{ij} 主要受动态系数 χ_i 、采深 H 和上覆岩层力学参数的影响。在煤层采深和煤岩体力学性质一定的条件下,动态系数 χ_i 越大,动态应力 P_{ij} 越小,加强支护段距离越大,巷道超前支护区域范围越大。

4 现场应用

根据赵楼煤矿 5304 工作面地质参数,采深 H 取最大埋深 865.98 m,综合考虑采空区转移应力、超前支承压力和构造应力,煤层上最大应力集中系数按 $K_{\max} = 2.0$ 来估算;煤层采高 $M = 3.5$ m,内摩擦角 $\varphi = 30^\circ$,黏聚力 $c_0 = 3.53$ MPa,煤层与顶底板岩层交界面滑动摩擦因数 $f = 0.3$,侧压系数 $\lambda = 0.43$,动态系数 χ_i 取相邻工作面实际监测值 1.5。

经计算得到破裂区和塑性区 OD 段宽度为 16.28 m,超前支承压力影响范围为 104.19 m,根据巷道超前支护区域划分及超前支护长度不得小于 120 m 的规定^[21],设加强支护段长度为 24.41 m,辅助支护段长度为 95.59 m。

巷道超前支护方案:加强支护段长度为 24 m,共 3 组,6 个支架,24 根立柱,超前液压支架型号为 ZT45000/25/45;辅助支护段长度为 96 m,支架排距为 6.5 m,共 15 个单元支架,单元支架型号为 ZQ2000/22/48A;之后为原始支护段,沿用原有锚杆索支护方案。

采用 KJ564 型顶板动态监测系统对 5304 工作面巷道进行锚杆(索)受力、顶板离层和两帮位移等监测。以监测巷道断面为计量单位。测站开始监测时,最近的监测断面为 9 号监测断面,位于中间巷前方 8 m,断面间隔 50 m,共 9 个监测断面,从终采线至工作面方向依次为 1—9 号。测点布置如图 11 所示。

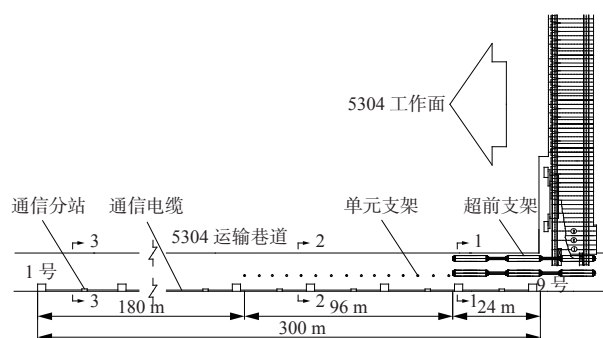


图 11 顶板动态监测系统布置

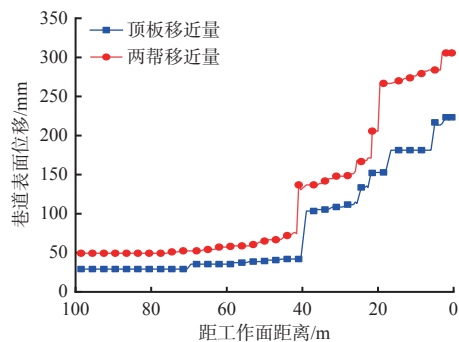
Fig. 11 Layout of dynamic roof monitoring system

选取部分监测断面,其巷道表面位移和锚杆、锚索应力监测结果如图 12 和图 13 所示。

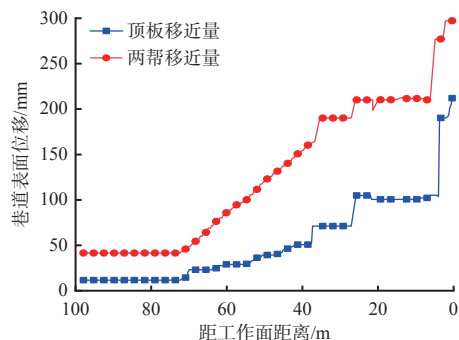
由图 12 和图 13 可知,工作面回采期间巷道受到多次动载冲击,3 号和 1 号监测断面巷道顶板和两帮位移分别发生 5 次和 4 次突然增大现象;3 号监测断面锚杆、锚索应力发生 6 次突然增大现象,但巷道表面位移量和锚杆、锚索应力仍处于可控范围,巷道超前支护效果良好,围岩控制稳定。

5 结论

1) 通过监测动载下液压支架工作阻力变化特征,分析了液压支架工作过程中动载作用效果,提出了动态系数概念。根据动静载条件下超前支承压力及塑性区变化规律,设定动态应力点为巷道超前支承压力分界点,将超前支护区域划分为加强支护段、辅助支护段和原始支护段。



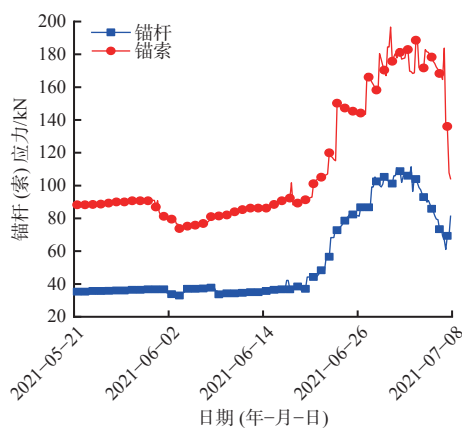
(a) 3号监测断面



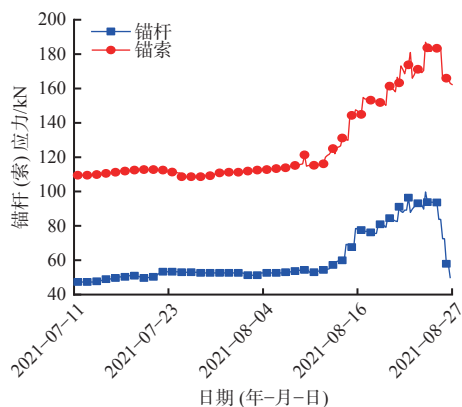
(b) 1号监测断面

图 12 巷道表面位移曲线

Fig. 12 Roadway surface displacement curves



(a) 3号监测断面



(b) 1号监测断面

图 13 锚杆、锚索应力曲线

Fig. 13 Stress curves of anchor rods and cables

2) 通过数值模拟验证了超前支承压力在动载作用下的变化与理论分析结果一致, 且以弹性区交界点为界限, 两侧曲线具有一定几何规律特征。建立了动载作用下超前支承压力计算模型, 求得动态系数与动态应力之间的关系表达式。

3) 现场实测结果表明, 根据巷道超前支护区域划分结果设计的支护方案支护效果良好, 可满足超前支护区域支护质量要求。

参考文献(References):

- [1] 仇小祥, 刘宏, 张志军. 深部主运输巷道无立柱超前支护技术研究[J]. 煤炭工程, 2022, 54(6): 80-83.
QIU Xiaoxiang, LIU Hong, ZHANG Zhijun. Advance support without hydraulic prop in deep main transportation roadway[J]. Coal Engineering, 2022, 54(6): 80-83.
- [2] 姚强岭, 朱贵伟, 郑闯凯, 等. 厚煤层沿空巷道主动式超前支护技术与实践[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2022, 4(1): 5-15.
YAO Qiangling, ZHU Guiwei, ZHENG Chuangkai, et al. Active advanced support technology and practice of thick coal seam along goaf roadway[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2022, 4(1): 5-15.
- [3] 康红普, 王金华, 林健. 煤矿巷道支护技术的研究与应用[J]. 煤炭学报, 2010, 35(11): 1809-1814.
KANG Hongpu, WANG Jinhua, LIN Jian. Study and applications of roadway support techniques for coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(11): 1809-1814.
- [4] 张德生, 牛艳奇, 孟峰. 综采工作面超前支护技术现状及发展[J]. 矿山机械, 2014, 42(8): 1-5.
ZHANG Desheng, NIU Yanqi, MENG Feng. Status and development of advance supporting technology on fully-mechanized faces[J]. Mining & Processing Equipment, 2014, 42(8): 1-5.
- [5] 齐庆新, 赵善坤, 李海涛, 等. 我国煤矿冲击地压防治的几个关键问题[J]. 煤矿安全, 2020, 51(10): 135-143, 151.
QI Qingxin, ZHAO Shankun, LI Haitao, et al. Several key problems of coal bump prevention and control in China's coal mines[J]. Safety in Coal Mines, 2020, 51(10): 135-143, 151.
- [6] 姜耀东, 潘一山, 姜福兴, 等. 我国煤炭开采中的冲击地压机理和防治[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 205-213.
JIANG Yaodong, PAN Yishan, JIANG Fuxing, et al. State of the art review on mechanism and prevention of coal bumps in China[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 205-213.
- [7] 齐庆新, 李一哲, 赵善坤, 等. 我国煤矿冲击地压发展70年: 理论与技术体系的建立与思考[J]. 煤炭科学技术, 2019, 47(9): 1-40.

- QI Qingxin, LI Yizhe, ZHAO Shankun, et al. Seventy years development of coal mine rockburst in China: establishment and consideration of theory and technology system[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(9): 1-40.
- [8] 孙广义, 徐方成, 李佳臻. 城山煤矿回采巷道支承压力观测分析[J]. 煤炭技术, 2014, 33(4): 73-76.
- SUN Guangyi, XU Fangcheng, LI Jiazhen. Observation and analysis of support pressure of roadway in Chengshan Mine[J]. Coal Technology, 2014, 33(4): 73-76.
- [9] 王宜清, 马守龙, 姚强岭, 等. 分区域主动式超前支护技术研究及应用[J]. 煤炭工程, 2022, 54(10): 57-61.
- WANG Yiqing, MA Shoulong, YAO Qiangling, et al. Active advance support technology and practice of "regional differentiation"[J]. Coal Engineering, 2022, 54(10): 57-61.
- [10] 曹新奇, 马立强, 杨明福, 等. 大倾角煤层工作面端头支护及超前支护技术[J]. 煤炭科学技术, 2012, 40(7): 1-4.
- CAO Xinqi, MA Liqiang, YANG Mingfu, et al. Face end support and advance support technology in high inclined seam[J]. Coal Science and Technology, 2012, 40(7): 1-4.
- [11] 田雷, 蒲志强, 张瑞新, 等. 基于多种监测手段的综采巷道超前支护优化[J]. 煤炭技术, 2018, 37(11): 61-64.
- TIAN Lei, PU Zhiqiang, ZHANG Ruixin, et al. Optimization of advance support of mining roadway based on multiple monitoring methods[J]. Coal Technology, 2018, 37(11): 61-64.
- [12] 魏允伯, 朱前程. 回采巷道超前锚固耦合支护技术研究[J]. 煤炭科技, 2023, 44(2): 98-104.
- WEI Yunbo, ZHU Qiancheng. Research on advanced anchoring coupling supporting technology of mining roadway[J]. Coal Science & Technology Magazine, 2023, 44(2): 98-104.
- [13] 王方田, 尚俊剑, 赵宾, 等. 回采巷道动压区锚索强化支护机理及参数优化设计[J]. 中国矿业大学学报, 2022, 51(1): 56-66.
- WANG Fangtian, SHANG Junjian, ZHAO Bin, et al. Strengthened anchor cable support mechanism and its parameter optimization design for roadway's dynamic pressure section[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2022, 51(1): 56-66.
- [14] 杨胜利, 王家臣, 杨敬虎. 顶板动载冲击效应的相似模拟及理论解析[J]. 煤炭学报, 2017, 42(2): 335-343.
- YANG Shengli, WANG Jiachen, YANG Jinghu. Physical analog simulation analysis and its mechanical explanation on dynamic load impact[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(2): 335-343.
- [15] 陈忠辉, 张凌凡, 杨登峰, 等. 浅埋煤层开采顶板切落条件下支架动载效应[J]. 煤炭学报, 2017, 42(2): 322-327.
- CHEN Zhonghui, ZHANG Lingfan, YANG Dengfeng, et al. Dynamic loading effect of support while roof cutting in shallow coal seam mining[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(2): 322-327.
- [16] 谢龙, 张德兵, 梁顺. 回采巷道注浆锚索超前支护优化及效果模拟[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2022, 4(3): 50-60.
- XIE Long, ZHANG Debing, LIANG Shun. Optimisation and simulation of the effect of grouted cable bolts as advanced support in longwall entries[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2022, 4(3): 50-60.
- [17] 张荣刚, 王帅锋, 袁显湖, 等. 沿空留巷两回采巷道分区域围岩控制技术研究[J]. 煤炭工程, 2022, 54(增刊 1): 37-43.
- ZHANG Ronggang, WANG Shuaifeng, YUAN Xianhu, et al. Regional surrounding rock control of gob-side entry retaining with two parallel mining entries[J]. Coal Engineering, 2022, 54(S1): 37-43.
- [18] 曹庆华, 杨月飞, 陈慧明, 等. 深部沿空留巷超前锚索补强支护及数值模拟[J]. 中国矿业, 2023, 32(4): 133-139.
- CAO Qinghua, YANG Yuefei, CHEN Huiming, et al. Numerical simulation of advanced anchor cable active reinforcement and support in deep gob side entry retaining[J]. China Mining Magazine, 2023, 32(4): 133-139.
- [19] 黄伟福, 李伟, 杨辛. 冲击载荷下液压支架关键部位受载特性研究[J]. 煤矿机械, 2022, 43(1): 60-63.
- HUANG Weifu, LI Wei, YANG Xin. Research on load characteristics of key parts of hydraulic support under impact load[J]. Coal Mine Machinery, 2022, 43(1): 60-63.
- [20] GB 25974.2—2010 煤矿用液压支架 第 2 部分: 立柱和千斤顶技术条件[S].
- GB 25974.2-2010 Powered support for coal mine-Part 2: Specification for power set legs and rams[S].
- [21] 国家煤矿安全监察局. 国家煤矿安监局关于加强煤矿冲击地压防治工作的通知[EB/OL]. [2023-06-12]. https://www.chinamine-safety.gov.cn/zfxgk/fdzdgknr/tzgg/201905/t20190515_349173.shtml.
- National Mine Safety Administration. Notice of the National Mine Safety Administration on strengthening the prevention and control of coal mine rockburst[EB/OL]. [2023-06-12]. https://www.chinamine-safety.gov.cn/zfxgk/fdzdgknr/tzgg/201905/t20190515_349173.shtml.