

临空区回采巷道优化布置防冲技术研究及应用

郭晓强^{1,2,3}, 窦林名³, 曹安业³, 唐绍辉^{1,2}, 文兴^{1,2}

(1. 长沙矿山研究院有限责任公司, 湖南长沙 410012; 2. 金属矿山安全技术国家重点实验室, 湖南长沙 410012;
3. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏徐州 221116)

摘要:为提前预防临近采空区侧回采巷道发生的冲击矿压灾害, 基于临空区回采巷道冲击破坏机理, 提出了降低静载以避免支承压应力集中区为原则、削弱动载以增大传播介质衰减指数为原则的临空区巷道优化布置方式, 建立了力学模型, 理论计算了外错布置的布置参数, 并通过数值模拟方法对其进行验证, 对比分析了2种不同布置方式的所受动静载情况。结果表明: 采用外错布置方式后围岩稳定性好、抗矿震扰动能力强, 结合现场工程实践, 采用外错布置技术取得了明显有效的防冲效果, 实证了其在冲击矿压防治方面的突出性。

关键词:临空区; 冲击矿压防治; 动静载; 数值模拟; 矿震

中图分类号: TD322

文献标志码: A

文章编号: 1672-9102(2014)02-0006-08

Study on rock burst prevention of optimized roadway near the goaf and its application

GUO Xiao-qiang^{1,2,3}, DOU Lin-ming³, CAO An-ye³, TANG Shao-hui^{1,2}, WEN Xing^{1,2}

(1. Changsha Institute of Mining Research co., ltd, Changsha 410012, China;

2. State Key Laboratory of Safety Technology of Metal Mines, Changsha 410012, China;

3. State Key Laboratory of Coal Resources And Safe Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China)

Abstract: In order to prevent rock burst hazard of roadway near the goaf in advance, the optimized layout mode of roadway near the goaf was purposed, to reduce static load of avoiding concentration area of bearing stress, and to weak dynamic load of increasing attenuation coefficient of the propagation medium, based on the mechanism of rock burst failure for roadway near the goaf. Mechanic model was built to calculate the layout. And with the numerical simulation method, the parameter was proved. The result show that stability of the surrounding rock and the ability of disturbance rejection with the roadway by lateral layout mode are enhanced. Then based on site practice, the technology is achieved obviously effect and the prominence to prevent rock burst is proved.

Key words: near the goaf; rock burst prevention; dynamic and static load; numerical simulation; mining - induced seismic

冲击矿压是煤矿开采过程中一种典型的煤岩动力灾害, 对其防治主要包括提前预防和解危治理2个方面^[1]. 回采巷道优化布置属于冲击矿压提前

预防措施的范畴, 是防治冲击矿压的根本性措施。

众多学者及工程技术人员对于回采巷道布置方式进行了详细的研究与探讨, 窦林名等^[2]对于

收稿日期: 2013-10-30

基金项目: 国家自然科学基金和神华集团有限公司联合资助(51174285); 国家科技支撑计划资助项目(2012BAK09B01); 湖南省重大科技专项(2011FJ1003)

通信作者: 郭晓强(1986-), 男, 湖北黄冈人, 硕士, 助理工程师, 主要从事矿山压力、冲击矿压及采矿地球物理方面的研究工作. E-mail: xqguo2005@126.com

留设煤柱保护回采巷道的布置方式从防冲角度进行分析,提出屈服煤柱即小煤柱护巷方式,因为小煤柱处于巷旁支承应力的塑性区,煤体几乎全部被“压酥”,其内部不存在弹性核,也就不会存储大量的弹性能,从而减小冲击矿压发生的可能性.谢广祥等^[3]、奚家米等^[4]、杨科等^[5]通过建立煤柱弹塑性模型进行力学计算,以及数值模拟、现场实测等手段相结合,对区段煤柱的合理宽度进行确定;郭延华等^[6]、谢文兵等^[7]对上分层开采后采空区及遗留煤柱应力分布规律进行了分析,提出了下分层回采巷道内错布置的方案,并且得出了下分层煤体内应力分布曲线,将下分层回采巷道布置在非应力集中区,从而解决巷道破坏严重、维护困难等现场实际问题,降低冲击危险性;李宝富^[8]、翟英达等^[9]研究厚煤层分层开采的回采巷道外错布置方式时,通过理论推导、相似模拟、数值模拟及现场测试等方法相互结合、补充,对动压区外错巷道围岩稳定性进行了较为系统的分析研究,同时从工程实践方面证明其安全可行性与经济性.

上述研究立足于现场实际对回采巷道各种布置方式的特点进行分析比较,采用不同的布置方式解决了围岩变形、支护困难、回采率低、瓦斯积聚、水害等问题,并通过理论分析、实验室研究、数值模拟等手段对其合理性进行验证;但对于错位布置的参数还缺乏足够的理论依据,从防治临空区侧巷道冲击矿压灾害频发的角度进行理论分析与设计相对较少,特别是数值模拟手段只考虑了静载作用,对于不同巷道布置方式下的动载扰动情况没有相关研究.因此本论文从冲击矿压防治角度提出临空区巷道外错布置的理论依据,建立力学模型利用弹塑性理论计算其布置参数、通过动静载数值模拟方法验证外错布置技术的合理性、并结合现场进行效果检验;为冲击矿压防治供理论依据与参考.

1 临空区巷道冲击破坏机理

回采巷道开挖造成的局部应力集中,致使部分围岩受到一定程度的损伤破坏,遭到强度削弱的围岩结构在静载即原岩应力场叠加采动应力场作用下高于巷道围岩体的极限承载强度,就会引发回采巷道的冲击破坏,随着现代支护技术的发展,巷道受静载作用直接导致其煤岩系统冲击破坏的可能性极小.

往往回采巷道的冲击破坏是由于受外部煤岩体破裂产生震源效应传播而来的冲击动载 σ_d 与已承受静载 σ_j 叠加后使应力强度高于其极限强度

σ_{bmin} 时,从而瞬间破坏,或经冲击动载应力波反复拉伸、挤压而发生冲击破坏,导致冲击显现^[10-12],动静载叠加作用诱发煤岩系统冲击破坏如图1所示.

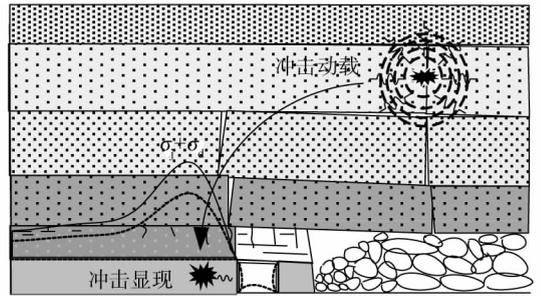


图1 巷道动静载作用下冲击破坏示意图

因此巷道冲击破坏的关键在于巷道围岩动静载的叠加影响,致灾过程中,动载荷 σ_d 与煤岩系统原有静载荷 σ_j 以矢量形式进行叠加(即 $\vec{\sigma} = \vec{\sigma}_j + \vec{\sigma}_d$).对于图1的临空区巷道布置开采地质模型,在动静载耦合作用下,围岩体冲击破坏的必要准则可如式(1)所示:

$$|\vec{\sigma}| = |\vec{\sigma}_j + \vec{\sigma}_d| > \sigma_{bmin}. \quad (1)$$

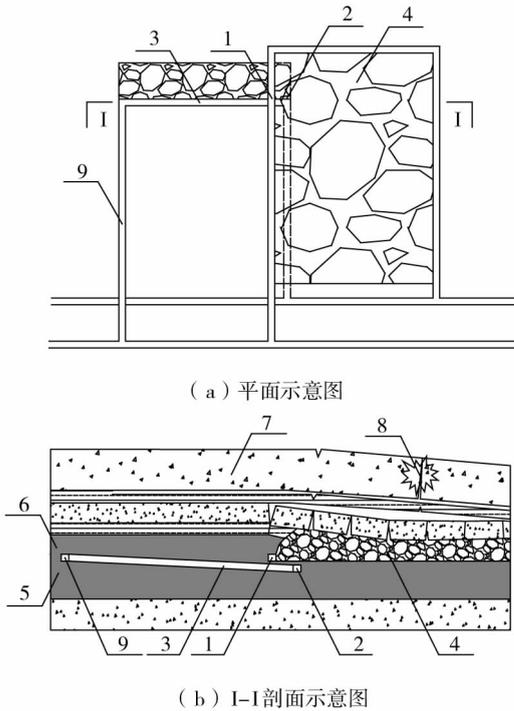
上式成立才有可能导致临空区围岩系统的冲击破坏,冲击矿压的强度则由动静载叠加超出极限载荷的大小、应力变化率以及围岩系统的冲击倾向性共同决定,成正相关关系.

对于临空区侧回采巷道,受上区段采动影响,上覆岩层受到不同程度的弯曲、破坏,承载能力削弱,导致承载位置向临空区侧移动,使接替区段临空区侧回采巷道承受的静载增加;同时接替区段工作面回采时,高能量矿震动载主要由于上区段未完全稳定的覆岩断裂诱发,对于临空区侧回采巷道动载扰动最为强烈;因此临空区侧回采巷道动静载叠加后应力强度更容易超过其围岩支护体系的承载极限,从而增加其冲击破坏的可能性.

2 临空区巷道回采巷道布置及原则

鉴于采用留煤柱护巷方式的临空区巷道冲击矿压频发现状以及对临空区巷道冲击破坏机理的理论分析,为解决临空区巷道冲击矿压问题,提出外错布置方式.在上区段工作面回采顶煤时,采用全部垮落法形成上区段采空区,然后在临近上区段采空区下方的底煤中布置接替区段回采巷道,接替区段回采巷道与上区段内侧回采平巷平行交错间隔一段距离,在接替区段工作面的另一侧布置与上区段内侧回采平巷平行的接替区段非临空区回采巷道,使接

替区段工作面呈倾斜布置,之后进行接替区段工作面的回采工作,布置示意图如图2所示。



1. 上区段内侧回采平巷; 2. 接替区段临空区回采巷道; 3. 接替区段工作面; 4. 上区段采空区; 5. 底煤; 6. 顶煤; 7. 亚关键层; 8. 矿震; 9. 接替区段非临空区回采巷道

图2 临空区巷道外错布置示意图

这种布置方式以降低临空区巷道所承受叠加动静载为主要原则,从回采巷道优化布置角度进行冲击矿压的提前预防。

2.1 外错布置降低静载原则

原岩应力场因煤层开采位置的固定而无法改变;如果要从降低静载的角度对临空区巷道进行卸压保护,必须对静载的另外一个组成部分—采动支撑力的分布特征进行分析:上区段采空区侧,由于煤体被采出,导致采空区边缘有一段位置处于应力降低区,而随着顶板的垮落及其煤岩体的碎胀性,采空区间逐渐被压实,重新稳定,趋于原岩应力水平。根据外错布置降低静载原则选择临空区巷道的合理布置位置时,接替区段临空区回采巷道最优布置位置即选择在该应力降低区,从而避开采动支撑应力影响区。

2.2 外错布置削弱动载原则

随着接替区段工作面的回采,开采扰动导致未完全稳定的上区段采空区上方的覆岩弯曲破坏甚至断裂,对接替区段采掘空间形成动载扰动,且以应力波形式向外传播能量;其传播过程中会对煤岩系统产生应力扰动,根据已有研究^[13],假设煤岩体

为三维弹性各向同性连续介质,则应力波在煤岩体中产生的动载荷可如式(2)所示:

$$\begin{cases} \sigma_{dp} = \rho V_p (V_{pp})_p; \\ \sigma_{ds} = \rho V_s (V_{ps})_s. \end{cases} \quad (2)$$

式中, σ_{dp}, σ_{ds} 为P波、S波产生的动载,MPa; ρ 为煤岩介质密度, kg/m^3 ; V_p, V_s 为P波、S波传播的速度, m/s ; $(V_{pp})_p, (V_{ps})_s$ 为质点由P波、S波传播引起的峰值振动速度, m/s 。

应力波是以球形波方式在矿井空间范围内传播,随球体半径不断增大向外几何扩散;震动波的能量 E_i 与质点峰值位移振幅 A_i 的平方成正比,而震动波质点位移的振幅 A_i 与扩散半径 l_i 成反比,如式(3)所示,随着矿震动载向外传播距离的增加而不断衰减^[12]。

$$\begin{cases} E_i \propto A_i^2; \\ A_i \propto \frac{A_0}{l_i}. \end{cases} \quad (3)$$

式中, A_0 为震源处的峰值位移振幅,m。

根据式(2)、式(3)则可以得出 E_i 与应力扰动 σ_d 的相互关系,如式(4)所示:

$$\begin{cases} E_i \propto (V_{pp})_i^2; \\ E_i \propto \sigma_d^2. \end{cases} \quad (4)$$

震动波在煤岩介质传播过程中,除因几何扩散而发生一定衰减外,同时受到煤岩结构的塑性、非线性等阻尼作用,应力扰动进一步被损耗和吸收,这是震动波在传播介质中的固有衰减特性,主要是由于介质的内摩擦和热传导引起的能量耗散。此外,震动波在煤岩介质中传播时,遇到断层、悬落柱等地质构造时,还会出现震动波的折射与反射等,即产生散射效应,对应力扰动进一步衰减。但是由于岩层结构的复杂性,散射衰减难以和介质固有衰减分离开,因此,矿震动载震动波衰减规律研究往往以指数衰减形式近似进行描述,根据已有震动波能量衰减理论^[13]的研究及以上分析,矿震震源动载经传播介质衰减后对临空区巷道造成的动载扰动 σ_d 如式(5)所示^[14]:

$$\sigma_d = \sigma_0 \times e^{-\eta/l}. \quad (5)$$

式中, σ_0 为矿震震源处动载强度,MPa; l 为矿震震源与巷道之间的传播距离,m; η 为传播介质对矿震动载的衰减指数。

由于临空区巷道布置范围的局限性,对于矿震震源处动载强度 σ_0 与矿震震源与巷道之间的传播距离 l 都难以有较大的改变;而传播介质对矿震动载的衰减指数 η 与介质的完整性、强度、孔隙率等性能指标有密切关联,且传播介质对冲击震动波的

吸收程度随介质的破碎度和松散度的增大而增大。

因此采用外错布置方式后,恰好可以利用上区段采空区的松散破碎软弱围岩结构对外部矿震震源震动波的强衰减作用而削弱矿震动载对临空区外错巷道的应力扰动。

3 布置参数理论计算

根据外错布置原则已确定临空区回采巷道大致布置位置,但具体布置位置尚需要考虑底板岩层应力分布特征进行确定。

考虑外错布置时,上区段工作面已回采结束,上覆处于采动影响范围内的“三带”岩梁已趋于稳定,固定支承应力的峰值位置对采空区侧底板岩层应力分布起主要作用,因此在实煤体侧建立弹塑性力学模型对固定支承应力峰值位置进行理论计算,如图3所示。

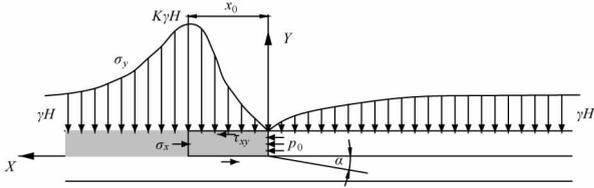


图3 固定支承应力峰值位置计算模型

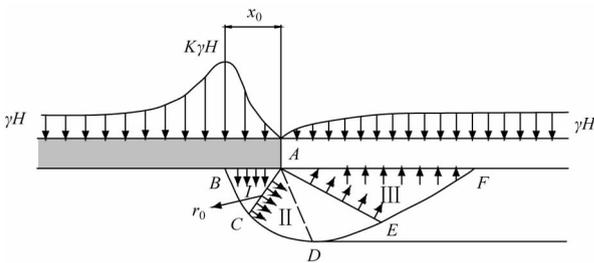


图4 底板破坏特征模型

根据弹塑性理论,根据文献[3,15]的力学推导,解得极限强度区域的巷帮支承应力 σ_y 随位置变化的计算公式如式(6)所示:

$$\sigma_y = \left[\frac{1}{\beta}(p_0 - \gamma_0 x_0 \sin\alpha) + \frac{C_0 + M\gamma_0 \sin\alpha}{\tan\varphi_0} \right] \times \exp\left\{ \frac{M\beta\gamma_0 \cos\alpha - \tan^2\varphi_0}{\beta} + \frac{\tan\varphi_0}{M\beta}x + \left(\frac{\tan^2\varphi_0}{M\beta} - \gamma_0 \cos\alpha \right)y \right\} \quad (6)$$

式中, β 为煤柱塑性极限区侧压系数, $\beta = \mu/(1 - \mu)$; γ_0 为煤体容重, kN/m^3 ; p_0 为侧向约束力, $p_0 = C_0 \tan\varphi_0, \text{N}$; C_0 为煤层与顶底板界面处的粘聚力, MPa ; φ_0 为煤体摩擦角, $(^\circ)$; α 为煤层倾角, $(^\circ)$; M 为煤层开采厚度, m 。

根据边界条件:

$$\sigma_y(x = x_0, y = M) = K\gamma H \cos\alpha. \quad (7)$$

解得固定支承压力峰值点距巷帮的表达式如式(8)所示:

$$x_0 = \frac{M\beta}{\tan\varphi_0} \ln \left[\frac{\beta(K\gamma H \cos\alpha \tan\varphi_0 + C_0 + M\gamma_0 \sin\alpha)}{\beta(C_0 + \gamma_0 \sin\alpha) + C_0} \right]. \quad (8)$$

即距离巷帮 x_0 处,固定支承应力达到峰值点,巷帮实煤体处于极限平衡状态。

受固定支承应力影响,巷帮底板岩层在一定范围内变形、破坏,对下区段回采巷道支护与围岩状况造成影响的主要是剪切滑移特征,因此在选择合理位置时必须以避免处于剪切滑移极限破坏区域为原则。借鉴土力学中的地基计算模型,根据矿井工程实际,巷帮媒体与底板的关系近似于建筑物的基础与地基的关系,因此可建立巷旁底板破坏特征模型^[16],如图4所示。

根据上述模型, D 点为受固定支承应力影响最深点,整个底板呈现剪切滑移变形或破坏,根据塑性理论,将底板极限平衡区划分为如上图所示的I,II,III 3个区,分别为主动应力区、过渡区、被动应力区。

根据I,III区中角度关系为

$$\begin{cases} \angle CAB = \angle CBA = \frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}; \\ \angle EAF = \angle EFA = \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_1}{2}. \end{cases} \quad (9)$$

II区中 CE 曲线是以 A 为原点、 AC 为半径 r_0 、底板岩层内摩擦角 φ_1 为极角的对数螺线,螺线上任意点与原点距离为极径 r ,其方程为

$$r = r_0 \exp(\theta \tan\varphi_1). \quad (10)$$

式中, θ 为极径 r 与 AC 的夹角。

根据式(9)、式(10)得出:

$$\begin{cases} r_0 = x_0 \left[2 \cos \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2} \right) \right]; \\ r_{AE} = r_0 \exp \left(\frac{\pi}{2} \tan\varphi_1 \right); \\ L_{AF} = 2r_{AE} \cos \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_1}{2} \right). \end{cases} \quad (11)$$

从而计算出受固定支承应力影响导致的底板极限剪切滑移变形、破坏距离为

$$L_{AF} = x_0 \tan \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2} \right) \exp \left(\frac{\pi}{2} \tan\varphi_1 \right). \quad (12)$$

因此根据以上临空区巷道布置原则与理论计算:1)考虑削弱动载因素,基于应力波衰减特征,将接替区段回采巷道布置在采空区下方,利用其垮落松散结构削弱外围矿震动载的扰动;2)具体布

置参数中水平错距 L_{AF} 的确定主要以避开临空区回采巷道采动支承应力的影响为原则,同时考虑固定支承应力影响导致的底板极限剪切滑移破坏;3) 对于垂直错距,由于临空区巷道布置范围的局限性,对于矿震震源处动载强度 σ_0 与矿震震源与巷道之间的传播距离 l 都难以有较大的改变,其确定主要考虑现场设置人工假顶的稳定性情况.

4 外错布置数值模拟

由于本次研究主体为矿震动载扰动的分析研究,仅用 FLAC^{2D} 有限元数值模拟软件以及内置 Dynamic、Movie 等模块功能就可以达到要求,因此拟采用 FLAC^{5.0} 软件进行模拟计算.

以某煤矿 25 采区 25090 与 25110 工作面为研究对象,拟采用 2 种不同回采巷道防冲布置方式进行对比分析: I) 采用小煤柱护巷方式; II) 采用已分析的外错布置方式. 初始模型结构示意图如图 5 所示,模型的岩层结构及参数见表 1.

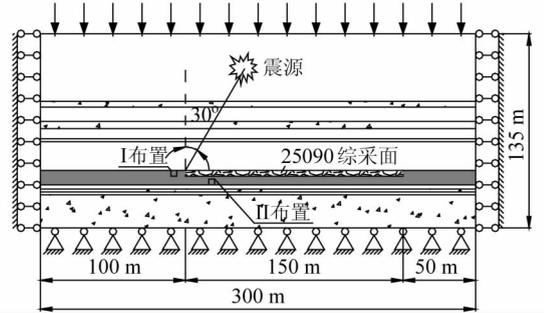


图5 初始模型示意图

表1 模型岩层结构及岩性参数

岩性	厚度/m	密度/(kg/m ³)	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	抗拉强度/MPa	内聚力/MPa	内摩擦角/(°)
泥岩	47	2 200	8.0	4.8	0.5	2.3	35
砾岩	4	2 630	12.5	8.6	0.2	5.6	35
泥岩	10	2 200	8.0	4.8	0.5	2.3	35
砾岩	5	2 630	12.5	8.6	0.2	5.6	35
泥岩	7	2 200	8.0	4.8	0.5	2.3	35
煤层	2	1 300	5.0	2.3	0.1	1.0	27
泥岩	20	2 700	8.0	4.8	0.5	2.3	35
2-1煤	10	1 300	5.0	2.3	0.1	1.0	27
泥岩	3	2 700	8.0	4.8	0.5	2.3	35
中砂岩	2	2 600	13.0	9.0	0.6	5.4	35
泥岩	2	2 700	8.0	4.8	0.5	2.3	35
中砂岩	23	2 600	13.0	9.0	0.6	5.4	35

4.1 静载水平数值模拟

根据所采 2-1 煤及其顶底板的岩性情况,采用式(8)及式(12)进行理论计算得: $x_0 = 5.5$ m, $L_{AF} = 16.5$ m. 为对比理论计算与数值模拟计算结果,结合现场实际施加边界条件,计算至静压平衡,然后如示意图所示开挖 25090 工作面 (Y 向 36 ~ 40 m) 继续计算至平衡,提取接替区段侧固定支承应力 ($Y = 38$ m) 如图 6 所示,底煤中垂直应力分布如图 7 所示.

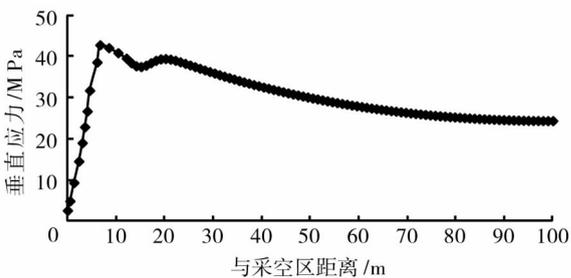


图6 接替区段侧固定支承应力分布

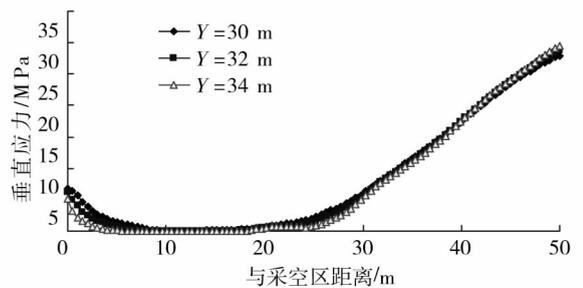


图7 底煤中垂直应力分布

可以看出,固定支承应力的峰值位置距离采空区边缘约 6.5 m;底煤中卸压效果明显,垂直应力水平极低,从采空区边缘 6.5 MPa 逐渐下降,距离 5 m 处趋近于 0 MPa 直至距离 25 m,然后逐渐上升,因此接替区段回采巷道选择水平外错布置参数时,最佳位置为距离采空区边缘 5 ~ 25 m.

结合底板岩层剪切滑移破坏特征,如图 8 所示.

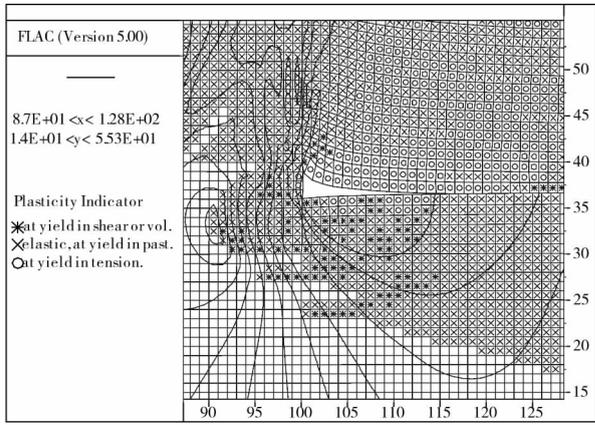


图8 底煤单元体塑性破坏特征

由图8知,底煤以剪切破坏为主要特征,剪切破坏区宽度约为16 m,因此接替区段临空区巷道选择外错布置时,从错开底煤剪切破坏区原则时,

至少距采空区边缘16 m处布置。

综合以上分析发现,理论计算与数值模拟计算结果几乎一致;因此拟采用的2种不同布置方式的具体参数为I)采用小煤柱护巷方式,煤柱宽度6 m;II)采用外错布置方式,水平错距为16 m,竖直错距为人工假顶厚度2 m。

开挖留设小煤柱回采巷道或外错巷道后分别计算至平衡,由于外错巷道布置在底煤中、处于应力降低区,相比于留设小煤柱布置方式,其垂直应力扰动极为轻微;提取2种不同布置方式的回采巷道不同位置的变形等特征量,对比情况见表2。

可见,采用外错布置后两帮及顶底板的变形速度、变形量等特征量明显得到优化,且优化程度极高。为对比其围岩塑性破坏情况,提取2种不同布置方式的塑性区分布,如图9所示。

表2 特征量对比情况

特征量	水平变形速度最大值/(m/s)		水平变形量/m		垂直变形速度最大值/(m/s)		垂直变形量/m	
	左帮	右帮	左帮	右帮	顶板	底板	顶板	底板
留设小煤柱布置	7.2×10^{-4}	5.2×10^{-4}	1.3×10^{-1}	5.8×10^{-2}	6.4×10^{-4}	8.8×10^{-4}	4.5×10^{-2}	9.0×10^{-2}
外错布置	8.5×10^{-5}	1.2×10^{-4}	7.5×10^{-3}	3.0×10^{-3}	1.8×10^{-5}	5.0×10^{-6}	1.4×10^{-5}	2.0×10^{-2}
优化率/%	88	78	94	95	97	99	100	78

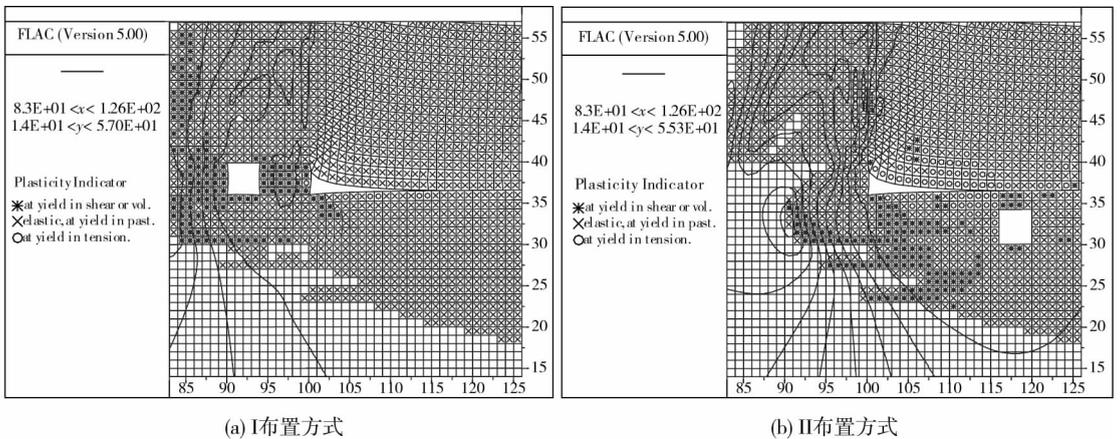


图9 2种不同布置方式的巷道围岩单元体塑性区破坏特征

由上图可以看出,围岩单元塑性破坏特征方面,II布置围岩单元完整性好,I布置围岩单元剪切破坏严重、比例大。由此可见采用外错布置方式后围岩状况得到明显改善。

4.2 动载水平数值模拟

由临空区巷道冲击破坏机理可知,巷道在不同程度的静载作用下,不同强度的动载扰动对于巷道围岩冲击破坏起着诱发或主导作用,由静载水平的数值模拟已知临空区外错巷道能避开应力集中区并且保证巷道围岩的稳定性,但由于矿井开采逐渐

向深部水平发展,依赖于错开静载的应力集中还不能完全保证冲击矿压的防治,强烈的动载还是会叠加影响后的巷道围岩发生冲击破坏,从而在外错巷道中发生冲击矿压事故,因此对于临空区巷道动载水平也需进行数值模拟分析及研究。

动载水平的数值模拟研究的一个重要前提就是对矿震动载参数即震动波方程的合理化确定;国内外学者已经做过大量研究^[17-19],一种是偏于理论的简谐波,另外一种偏于实际的现场实测爆破速度时程曲线、震动速度波形数据。根据有关理

论^[20]分析,由于矿震形成的复杂性与特殊性,相同能量大小的矿震由于震源破裂机制不同存在不同的震源效应,对于巷道围岩体的冲击破坏作用是不一致的,因此理论的简谐波没有考虑其破裂特性是不全面的;同时现场实测的速度时程曲线或速度波形数据虽然来源于现场,但由于采集系统及煤岩介质的干涉,是震源-煤岩介质-采集系统的综合反映,难以获得真正实际的动态响应的振动速度、位移等时程曲线,因此也是不合理的. 综上分析,且结合临空区上覆岩梁断裂形式采用的震源时间函数如式(13)所示^[20],近似其诱发的矿震震源时程曲线.

$$A(t) = \begin{cases} \frac{1}{2}A_0[1 - \cos(\frac{2\pi t}{\tau})] & t_0 < t < \tau + t_0; \\ 0 & t < t_0, t > \tau + t_0. \end{cases} \quad (13)$$

式中, A_0 为应力波的峰值振幅, m ; τ 为脉冲宽度, $\tau = 1/f$,s; t_0 为震源脉冲起始时间,s.

近似选取震源参数,地震矩 $M_0 = 1.0 \times 10^{13}$ N·m, $V_p = 3\ 000$ m/s,主频 $f_0 = 50$ Hz,位置为顶板岩层亚关键层处,入射角 60° .

利用 FLAC^{2D} 数值模拟软件的 Dynamic 模块功能,通过 Table 导入矿震震动波形的垂直与水平振

幅速度,为保证动载对临空区巷道的充分影响,设置运算条件即 Dynamic time = 1.0 s 至计算结束.

继而采用 FLAC^{2D} 数值模拟软件的 Movie 功能,以计算时步为间隔,记录数值模型计算过程中震动波传播及其对静载垂直应力形成扰动的演化过程,如图 10 所示.

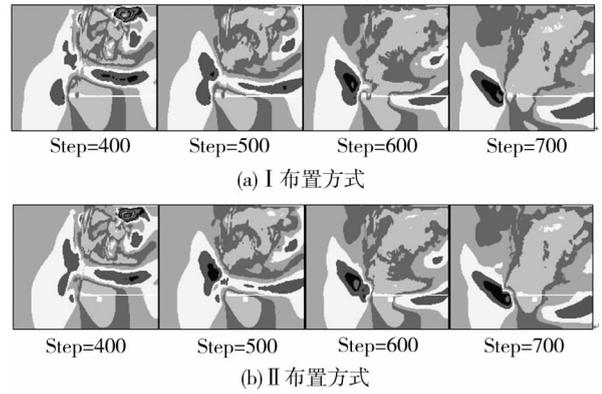


图 10 2 种不同布置方式的矿震动载对垂直应力扰动演化过程

提取 2 种不同布置方式的两帮及顶底板测站应力、变形速度、变形量、变形加速度等特征量数据进行对比分析其受矿震动载影响强度,见表 3.

表 3 动载扰动特征量对比情况

特征量 位置	水平应力波动/Pa		水平变形量波动/m		垂直应力波动/Pa		垂直变形量波动/m	
	左帮	右帮	左帮	右帮	顶板	底板	顶板	底板
留设小煤柱布置	—	1.7×10^6	1.4×10^{-1}	2.5×10^{-1}	3.3×10^6	—	4.0×10^{-1}	7.0×10^{-2}
外错布置	—	1.2×10^6	1.2×10^{-1}	2.0×10^{-1}	2.4×10^6	—	2.0×10^{-1}	1.0×10^{-2}
优化率/%	—	29	14	20	27	—	50	86

根据以上 2 种不同布置方式的动载水平数值模拟,对比发现,采用外错布置方式的临空区巷道对于动载的削弱程度较高,抗扰动能力优于采用留设小煤柱布置方式.

5 现场工程实践

结合前面的理论分析与数值模拟,该临空区外错布置比较适用于厚度大于 4 m 的中硬煤层开采,且存在冲击矿压灾害威胁的综采、综放工作面.

因此,针对临空区留设小煤柱布置回采巷道的冲击矿压频发问题,接替区段 25110 工作面临空区侧采用外错布置方式:将上巷轨道顺槽往外平错 25090 下巷运输顺槽 15.8 m,竖直错距 2 m,布置在 25090 采空区下方.为防止回采导致 2 m 厚的留煤顶板破碎使老空区水、瓦斯涌入,外错布置端采用人工假顶防水、防瓦斯、防漏冒,即采用单体支柱配合工字钢、锚网、灌浆水泥袋形成 T 型棚复合支

护;其它通风、瓦斯抽放、安全监测、排水系统同常规布置的初步设计进行,无特殊要求.

根据微震监测系统对 25110 工作面回采期间的矿震事件进行实时、连续监测,上、下巷矿震事件在不同能级区间的频次与百分比情况统计如图 11 所示,较大矿震事件平面分布情况如图 12 所示.

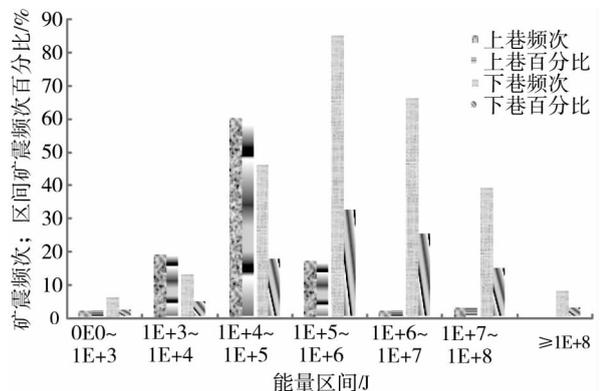


图 11 两巷矿震能量分级统计

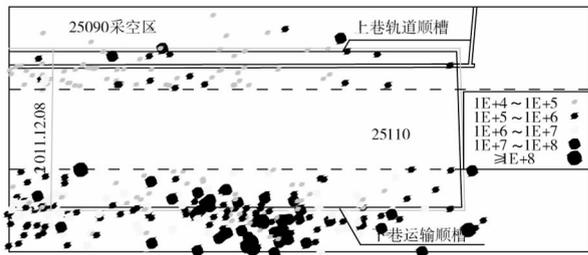


图12 矿震平面分布($E \geq 1E+4 J$)

由上图可以分析得出:采用外错布置的上巷周边矿震分布离散,数量上明显少于下巷,且主体矿震能量强度上也低于下巷2个数量级,高能矿震少,即上巷周边矿震活动性明显较弱于下巷,诱发冲击的可能性得到有效预防。同时结合现场冲击矿压显现记录情况:掘进期间6次、回采期间4次冲击矿压事故,全部发生在非临空区侧(下巷)。可见采用外错布置方式后,临空区侧冲击矿压危险性明显低于非临空区侧,甚至没有发生冲击矿压案例,从根本上避免了冲击矿压威胁,取得了明显的防治效果。

6 结论

1) 基于动静载叠加诱发回采巷道冲击破坏模型,理论分析了临空区巷道冲击破坏机理,受回采影响,临空区巷道所受动、静载分别增加,导致叠加后应力强度更容易超过其围岩支护体系的承载极限,增加其冲击破坏的可能性;继而分别从降低静载、削弱动载原则的角度提出临空区回采巷道的交错布置方式。

2) 根据支承应力的分布特征及底板岩层剪切破坏特征,建立力学模型计算了交错布置的水平错距 L_{AF} ,并结合静载水平的数值模拟,验证其理论计算的准确性;对于垂直错距,其确定主要考虑现场设置人工假顶的稳定性情况。

3) 通过数值模拟方法,对比2种不同布置方式的静载、动载情况,采用交错布置后巷道围岩应力与变形明显减小,且围岩稳定性更好;合理选取矿震动载,模拟其对临空区回采巷道的扰动情况,发现采用交错布置方式的临空区巷道对于动载的削弱程度较高,抗扰动能力得到明显提高。

4) 结合现场工程实践,交错布置技术在煤矿现场得到成功实践,取得了明显、有效的防冲效果,实证了其在冲击矿压防治方面的突出性。

参考文献:

[1] 窦林名,何学秋. 冲击矿压防治理论与技术[M]. 徐州:

中国矿业大学出版社,2001.

- [2] Dou L M, Lu C P, Mu Z L, et al. Prevention and forecasting of rock burst hazards in coal mines [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2009, 19 (5): 585 - 591.
- [3] 谢广祥,杨科,刘全明. 综放面倾向煤柱支承压分布规律研究[J]. 岩石力学与工程学报,2006,25(3):545 - 549.
- [4] 奚家米,毛久海,杨更社,等. 回采巷道合理煤柱宽度确定方法研究与应用[J]. 采矿与安全工程学报,2008,25(4):400 - 403.
- [5] 杨科,王颂华,王树全. 综放回采巷道护巷煤柱合理宽度分析[J]. 辽宁工程技术大学学报,2006,25(S):30 - 33.
- [6] 郭延华,李良红,张增祥,等. 内错式下分层回采巷道围岩变形破坏机理研究[J]. 河北工程大学学报,2007,24(2):20 - 23.
- [7] 谢文兵,史振凡,殷少举. 近距离跨采对巷道围岩稳定性影响分析[J]. 岩石力学与工程学报,2004,23(12):1986 - 1991.
- [8] 李宝富. 动压区外错式巷道围岩稳定性研究[D]. 太原:太原理工大学,2004.
- [9] 翟英达,李宝富. 回采巷道交错布置的理论与实践[J]. 太原理工大学学报,2006,37(4):420 - 422.
- [10] 高明仕,窦林名,张农,等. 冲击矿压巷道围岩控制的强弱力学模型及其应用分析[J]. 岩土力学,2008,29(2):359 - 364.
- [11] 潘岳,王志强. 岩体动力失稳的功、能增量—突变理论研究方法[J]. 岩石力学与工程学报,2004,23(9):1433 - 1438.
- [12] 曹安业,范军,牟宗龙,等. 矿震动载对围岩的冲击破坏效应[J]. 煤炭学报,2010,35(12):2006 - 2010.
- [13] Slawomir J G, Andrzej K. 矿山地震学引论[M]. 北京:地震出版社,1998.
- [14] 高明仕,窦林名,张农,等. 岩土介质中冲击震动波传播规律的微震试验研究[J]. 岩石力学与工程学报,2007,26(7):1365 - 1371.
- [15] 李佃平,郭晓强,窦林名,等. 防冲煤柱合理宽度的确定方法研究及应用[J]. 金属矿山,2011(8):60 - 63.
- [16] 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.
- [17] 朱万成,左宇军,尚世明. 动态扰动触发深部巷道发生失稳破裂的数值模拟[J]. 岩石力学与工程学报,2007,26(5):915 - 921.
- [18] 许强,黄润秋,王来贵. 外界扰动诱发地质灾害的机理分析[J]. 岩石力学与工程学报,2002,21(2):280 - 284.
- [19] 叶根喜,姜福兴,郭延华,等. 煤矿深部采场爆破地震波传播规律的微震原位试验研究[J]. 岩石力学与工程学报,2008,27(5):1053 - 1058.
- [20] 曹安业. 采动煤岩冲击破裂的震动效应及其应用研究[D]. 徐州:中国矿业大学,2009.