

DOI: 10.11779/CJGE201811009

深部开采动力扰动下底板应力演化及裂隙扩展机制

李春元^{1, 2}, 张 勇², 张国军², 高守阳², 王泓博²

(1. 中国矿业大学(北京)力学与建筑工程学院, 北京 100083; 2. 中国矿业大学(北京)共生能源精准开采北京市重点实验室, 北京 100083)

摘 要: 深部开采地应力增高及动力灾害增多驱动岩体裂隙扩展导致底板突水事故频发, 使得研究动力扰动下裂隙扩展机制具有指导意义。根据弹性理论推导分析了顶板动力扰动对底板应力的影响, 模拟计算了动力扰动下底板应力及位移演化规律, 基于卸荷岩体理论分阶段研究了动力扰动下端部效应区及卸荷作用下突水通道发育区的裂隙扩展机制, 结合岩体渗流特征分析了高承压水压力下裂隙的渗透作用, 并进行了工程验证。结果表明: 随动力扰动强度增加, 端部效应区应力非线性增长; 动力扰动强度越大, 卸荷起点越高, 越易满足裂隙扩展的临界应力; 动力扰动强度决定了底板裂隙的扩展及渗透作用机制, 当突水通道发育区渗透率突变增加的岩层深度大于隔水层厚度时将诱发底板突水。
关键词: 动力扰动; 裂隙扩展; 应力演化; 来压步距; 底板突水; 深部开采

中图分类号: TU43

文献标识码: A

文章编号: 1000-4548(2018)11-2031-10

作者简介: 李春元(1986-), 男, 博士, 从事矿山压力与岩层控制等方面的研究。E-mail: lcy6055@163.com。

Crack propagation mechanisms and stress evolution of floor under dynamic disturbance in deep coal mining

LI Chun-yuan^{1, 2}, ZHANG Yong², ZHANG Guo-jun², GAO Shou-yang², WANG Hong-bo²

(1. School of Mechanics and Civil Engineering, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing 100083, China; 2. Beijing Key

Laboratory for Precise Mining of Intergrown Energy and Resources, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing 100083, China)

Abstract: Inrush accidents are easily and frequently caused under high geostress and rising of dynamic disasters which induce crack propagation of rock mass in deep coal mining. So it is important to study the crack propagation mechanisms under dynamic disturbance. According to the elastic theory, the influences of dynamic disturbance of roof on stress of floor are analyzed. The evolution of stress and displacement under dynamic disturbance is simulated. Based on the unloading rock mass mechanics, the propagation mechanisms of cracks in the bottom effect zone under dynamic disturbance and inrush channel development zone under unloading are studied by stages, and the penetration effect of cracks is explored based on the seepage characteristics of rock mass under confined water pressure, and then engineering verifications are carried out. The results show that with the increasing dynamic disturbance intensity, the stress in the bottom effect zone increases nonlinearly. The larger the dynamic disturbance intensity, the higher the starting points of stress unloading, and it easily meets the critical stress of instability propagation of cracks. The dynamic disturbance intensity determines crack propagation and seepage mechanisms, and when the stratum depth of permeability suddenly increased in the inrush channel development zone is larger than the thickness of aquiclude, water inrush of floor will be induced.

Key words: dynamic disturbance; crack propagation; stress evolution; weighting interval; floor water inrush; deep coal mining

0 引 言

随浅部资源开采殆尽, 资源开发将不断走向地球深部; 而深部开采与浅部开采的明显区别在于深部岩石所处“三高一扰动”的复杂力学环境极易导致突水、岩爆、冲击地压等重大灾害; 特别是在深部水文地质复杂条件下, 由于地应力增高, 使得深部岩体结构的有效应力升高, 驱动裂隙失稳扩展, 导致底板高承压水突水等重大工程事故频发, 突水概率增大; 且多表现为复合型灾害^[1]。

针对底板突水机理的研究, 专家学者相继提出了突水系数法、应力-渗流耦合作用等理论, 指出了影响底板突水的主要作用力有: 承压水压力、矿山压力(包括静、动压力)、地应力及岩体抗拉强度等^[2-6]。而矿山压力是破坏底板隔水层、促使底板突水的主要因素; 且根据以往突水实例, 采场底板突水一般发生

基金项目: 国家重点研发计划项目(2016YFC0600708); 中央高校基本科研业务费专项资金项目(2011YZ05)

收稿日期: 2017-09-15

在顶板初次来压或周期来压时期^[4], 故顶板垮断时岩块的冲击力等动压力对底鼓突水起诱发作用^[5]。

同时, 由于诸多微裂隙存在于岩体内部, 在外力作用下, 其起裂、扩展、连接并形成宏观的张开贯通裂隙^[6]。而动力扰动在微-细观尺度上引起围岩累积性损伤加剧与局部应力环境恶化, 并最终导致裂隙大规模瞬时动力扩展; 加上静载荷作用使底板或顶板处于临界失稳状态, 动力扰动将诱发顶底板失稳破坏并导致突水等灾害发生^[7]。当前, 对动力扰动诱发矿井突水问题的研究相对较少; 且深部动力灾害的增多使得有必要基于深部采动岩体的动力特征进一步研究深部开采底板岩体的裂隙扩展机制。基于此, 本文研究了深部开采动力扰动对底板岩体应力及其深度特征的影响, 应用数值软件及卸荷岩体理论研究底板岩体裂隙扩展的力学机制, 进而从另一角度揭示深部开采底板突水通道的形成机制。

1 深部动力扰动对底板应力场影响

煤层开采后, 随回采推进, 砌体梁结构可能发生变形或滑流失稳^[4]并对底板造成扰动; 砌体梁结构失稳往往伴随一定强度的动载荷, 并通过下位顶板传至采场, 且越靠近采场, 动力扰动效应越剧烈^[8]。砌体梁结构突然垮断的动载荷 F_d ^[9]可表示为

$$F_d = \left(1 + \sqrt{1 + \frac{2\Delta_h}{\Delta_t}} \right) Q_B \quad (1)$$

式中 Q_B 为砌体梁结构载荷, $Q_B = h_B \cdot \gamma_B \cdot L$, h_B , γ_B , L 分别为砌体梁结构的厚度、体积力及长度; Δ_t 为直接顶的压缩量, $\Delta_t = Q_B \cdot \sum h/E_d$; Δ_h 为砌体梁结构的下落高度, $\Delta_h = M - \sum h(K_{p-1})$; E_d 为直接顶的弹性模量, K_p 为岩石碎胀系数。

设砌体梁结构失稳对煤壁、支架及采空区矸石的动载荷为均布载荷, 直接顶悬顶距为 L_d , 因采空区矸石的缓冲作用忽略其上方载荷, 则砌体梁结构失稳对单位面积煤层端部及支架的初始应力 σ_0 为

$$\sigma_0 = F_d / L_d \quad (2)$$

由于直接顶的压缩变形缓冲作用, 砌体梁结构失稳后部分动载荷被吸收; 根据弹性理论, 扰动应力自动力源传至煤层时, 应力将衰减为^[10]

$$\sigma' = \sigma_0 \cdot e^{-\eta x} \quad (3)$$

式中 σ' 为衰减后的应力; x 为动力源距煤层距离; η 为衰减指数, 取 $\eta = 2 - \nu / (1 - \nu)$ ^[11], ν 为泊松比。

联合式 (1) ~ (3) 可得作用于采场支架及煤层上的扰动应力 σ' 为

$$\sigma' = \left\{ 1 + \sqrt{1 + \frac{2[M - \sum h(K_p - 1)]E_d}{\sum h \cdot \gamma_B h_B L}} \right\} \frac{\gamma_B h_B L e^{-\eta x}}{L_d} \quad (4)$$

将煤壁前方支承压力增高区压力视为均布压力 $q = (k+1)\gamma H/2$, 其中 k 为应力集中峰值系数, H 为埋深。当砌体梁结构失稳造成动力扰动时, 砌体梁结构一端作用于煤壁上方, 动载荷传至煤层并作用于煤壁端部; 煤壁处扰动应力与支承压力叠加, 使煤壁处围岩应力达到或超过其破坏极限, 结合式 (4) 可得顶板动力扰动时的煤壁端部的叠加应力 q' 为

$$q' = [(k+1)\gamma H/2] + \sigma' \quad (5)$$

根据应力传播规律, 底板垂直应力与距煤层距离呈负指数关系衰减^[12], 故底板任意一点应力 σ 为

$$\sigma = q' \cdot e^{-\lambda' z} \quad (6)$$

式中, λ' 为衰减指数, z 为距应力集中峰值距离。

由式 (4)、(6) 知, 来压步距越大, 动力扰动作用于支架及煤层端部的 σ' 越大, 采场附近底板岩体应力越大; 且受直接顶压缩量影响, 底板应力将呈非线性增长。同时, 采场端部底板岩体应力在超前和侧向支承压力及扰动应力三者叠加作用下较采场中部更大。而当动力扰动下的叠加应力超过煤岩体的极限承载能力时, 应力将向深部转移, 并引起底板深部应力增加。故当来压步距增大时动力扰动导致底板围岩应力增大, 深部开采底板应力将形成明显的煤壁端部效应。

依据 Mohr-Coulomb 破坏准则, 正常回采时底板的最大影响深度 $h_{\max}$ ^[13]为

$$h_{\max} = \frac{q'}{2\pi\gamma_{\text{底}}} \left(\frac{2\sqrt{\varepsilon}}{\varepsilon-1} - \cos^{-1} \frac{\varepsilon-1}{\varepsilon+1} \right) - \frac{\sigma_c}{\gamma_{\text{底}}(\varepsilon-1)} \quad (7)$$

式中, σ_c 为岩体抗压强度, $\gamma_{\text{底}}$ 为岩体重度, $\varepsilon = (1 + \sin \varphi_0) / (1 - \sin \varphi_0)$, φ_0 为煤层内摩擦角。

结合式 (5), 可得动力扰动下深部开采底板裂隙岩体应力场的最大影响深度 $h_{\max}$ 为

$$h_{\max} = \frac{\frac{(k+1)\gamma H L_d}{\gamma_B h_B L e^{-\eta x}} + 2 \left\{ 1 + \sqrt{1 + \frac{2[M - \sum h(K_p - 1)]E_d}{\sum h \cdot \gamma_B h_B L}} \right\} \frac{\gamma_B h_B L e^{-\eta x}}{L_d}}{2\pi\gamma_{\text{底}} L_d} \cdot \left[\left(\frac{2\sqrt{\varepsilon}}{\varepsilon-1} - \cos^{-1} \frac{\varepsilon-1}{\varepsilon+1} \right) - \frac{\sigma_c}{\gamma_{\text{底}}(\varepsilon-1)} \right] \quad (8)$$

2 动力扰动下底板应力及位移演化

为研究深部开采砌体梁结构失稳对底板的动力扰动作用, 依据赵固一矿地质条件运用离散元软件 3DEC 建立模型, 在顶部施加覆岩自重均布载荷, 侧边界施加准静水压力约束, 本构关系采用 Mohr-Coulomb 准则, 随机生成次生节理。受计算机内存及运算能力限制, 借鉴二维相似模拟仅沿倾向建 1.5 m 宽的煤岩层, 暂不考虑倾向垮落影响, 其长宽

高分别为 160 m×1.5 m×100 m; 开挖时为防止边界影响在边界留设 40 m 煤柱, 每开挖 4 m 运行一定时步, 循环开挖运行至砌体梁结构失稳为止, 并以来压步距确定砌体梁结构失稳的动力扰动强度。

2.1 工程地质

赵固一矿采用走向长壁倾斜分层综合机械化开采近水平二₁煤层, 全部垮落法处理顶板。煤层结构简单, 煤厚平均 6.2 m, 顶分层采厚 3.5 m, 埋深约 700 m, 其中松散层厚度达 567 m, 西翼盘区基岩厚度约 75 m; 回采巷道沿煤层顶板掘进, 净宽 4.5 m, 净高 3.5 m, 采用锚网、锚索联合支护, 超前支护采用单体液压支柱配合 π 型钢梁支护顶板。底板 L₈ 灰岩局部岩溶发育, 连通性较好, 上距煤层平均 28.7 m, 水压最高达 6.0 MPa; 且底板隔水层砂质泥岩水平层理及节理裂隙发育, L₉ 灰岩裂隙发育。根据煤层底板节理裂隙赋存特征, 确定离散元块体尺寸, 煤层顶底板岩性特征见表 1。采用强度折减系数并依据 Hook-Brown 准则弱化处理岩体及节理参数。

表 1 煤层顶底板岩性特征表

Table 1 Lithologic features for roof and floor						
岩层名称	厚度/m	重度/(kN·m ⁻³)	内摩擦角/(°)	弹性模量/GPa	抗拉强度/MPa	泊松比
松散黏土	567.8	21	25		0.16	0.30
中砂岩	6.5	28	31	17.0	5.10	0.24
砂质泥岩	56.4	26	36	14.1	3.45	0.21
大占砂岩	8.4	28	30	8.8	6.10	0.20
砂质泥岩	1.4	27	38	4.8	1.02	0.19
泥岩	0.5	27	38	4.8	1.02	0.19
二 ₁ 煤	6.2	14	28	1.9	0.93	0.24
砂质泥岩	13.8	26	36	14.1	3.45	0.21
L ₉ 灰岩	1.9	26	42	39.2	11.80	0.29
砂质泥岩	11.1	26	36	14.1	3.45	0.21
L ₈ 灰岩	8.5	26	42	39.2	11.80	0.29

2.2 动力扰动下底板应力演化

煤层开挖后, 导出了不同基本顶来压步距下的采场围岩垂直应力分布云图 1。

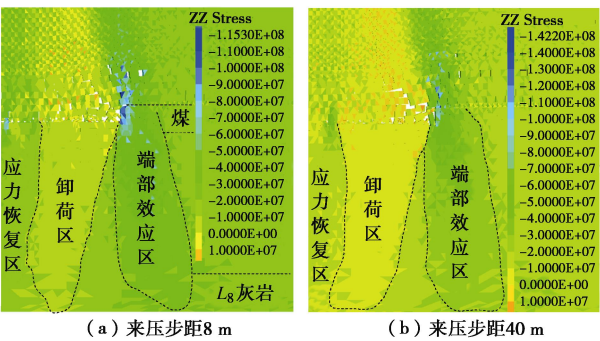


图 1 来压稳定后底板垂直应力分布云图

Fig. 1 Distribution of vertical stress of floor after roof weighting

由图 1 知, 顶板动力扰动下, 采场底板岩体垂直应力分布呈明显的端部效应, 越向底板深部应力集中范围越大, 但应力集中系数减小。且不同来压步距下采场超前支承压力及卸荷区范围和卸荷程度明显改变, 来压步距 8 m 时其垂直应力峰值约 115.3 MPa, 而来压步距 40 m 时却达 142.2 MPa, 增加了 26.9 MPa, 增加约 23.3%, 应力集中系数也由 6.4 增加至 7.9。

同时, 在采场煤壁至超前 10 m 底板 30 m 深度内设置测线监测底板垂直应力及水平应力, 统计其垂直应力峰值及水平应力最小值, 并绘制不同超前距离处底板岩体应力与来压步距关系见图 2。

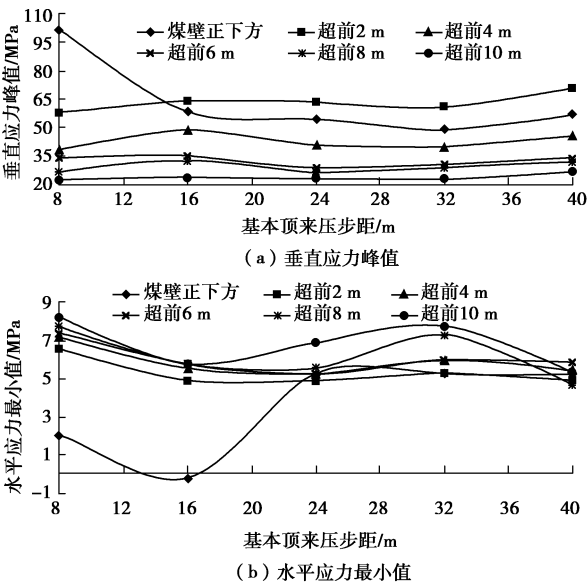


图 2 不同超前距离处底板岩体应力与来压步距关系

Fig. 2 Relationship between stress of floor rock mass and weighting interval under different advance distances

由图 2 (a) 及图 1 知, 随来压步距增大, 超前底板深部岩体内垂直应力峰值趋于增加, 而煤壁正下方垂直应力峰值不断降低。当来压步距大于 16 m 时煤壁正下方垂直应力峰值低于来压步距 8 m, 其主要由于来压步距增大后扰动强度增大造成底板浅部破坏, 应力向深部转移所致。且由于深部岩体处于静水压力环境, 开采卸载后超前底板岩体内水平应力均先不同程度降低后又趋稳定。由图 2 (b) 在底板浅部水平应力最小值随来压步距增加趋于降低, 向深部随动力扰动强度增大有一定波动, 但总体仍趋于降低。

2.3 动力扰动下底板位移演化

当深部开采动力扰动稳定后, 底板位移变化在一定程度上反映了裂隙的失稳扩展及贯通发育; 统计了底板不同深度处测点的位移规律如图 3, 4。

由图 3 知, 动力扰动稳定后, 超前底板岩体在压应力作用下主要为压缩变形, 而在采场及采空区以扩

展变形为主;尤其是采空区底板临空面,测点变形随动力扰动强度增大而增大。当来压步距为8 m时底鼓量最大为290.3 mm,当来压步距40 m时其却达699.1 mm,增加了408.8 mm,增加约140.8%。且来压步距为8 m及16 m时,最大变形量出现在采场附近,而来压步距24 m以上时,最大变形量向采空区后方移动。故随动力扰动强度增大,最大变形量逐渐增加并向采空区后方移动;向底板深部,不同动力扰动下测点最大垂直位移量差异减小。

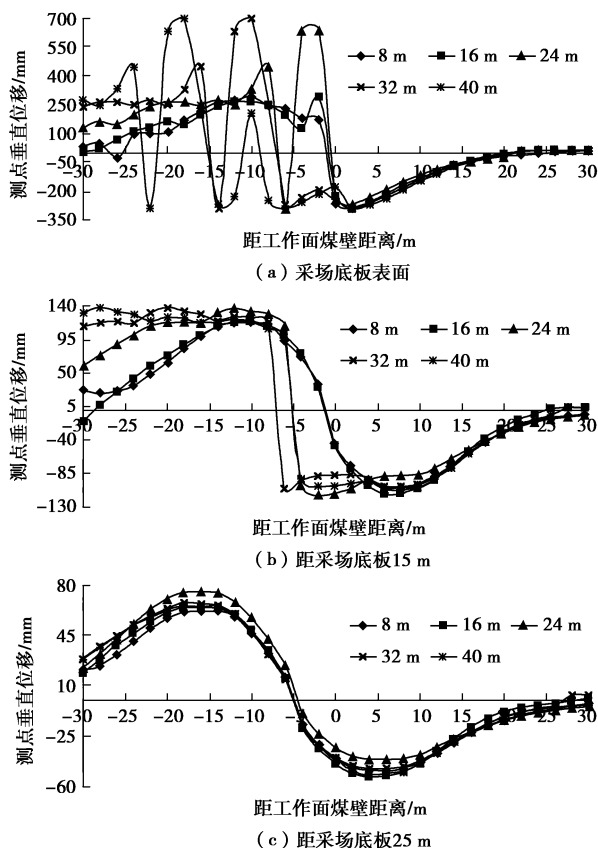


图3 不同来压步距下底板垂直位移曲线

Fig. 3 Curves of vertical displacement of floor under different weighting intervals

根据图4,当来压步距小于16 m时,超前底板表面水平位移方向不稳定,而当来压步距在24 m以上时,其向采空区方向移动;但采空区底板岩体在来压步距小于16 m时水平位移向采空区深部移动,而来压步距在24 m以上时其却向煤壁方向移动。随动力扰动强度增大,超前底板15 m深度处水平位移在端部效应作用下明显滞后,而距采场底板25 m时却以向采空区方向变形为主,故采空区深部主要为反向滑移,浅部受垂直位移影响反向滑移能力弱。同时,随岩体距采场底板距离增加,水平位移逐渐减小,当距采场底板25 m时,在距煤壁水平距离15 m以内的采空区底板水平位移为3.8~15.9 mm;且当距采场底板25 m时不同来压步距下水平位移最大值最小也达11.6

mm, 3图对比可知距底板不同深度水平位移变化更大,更利于卸荷区裂隙的横向扩展发育。

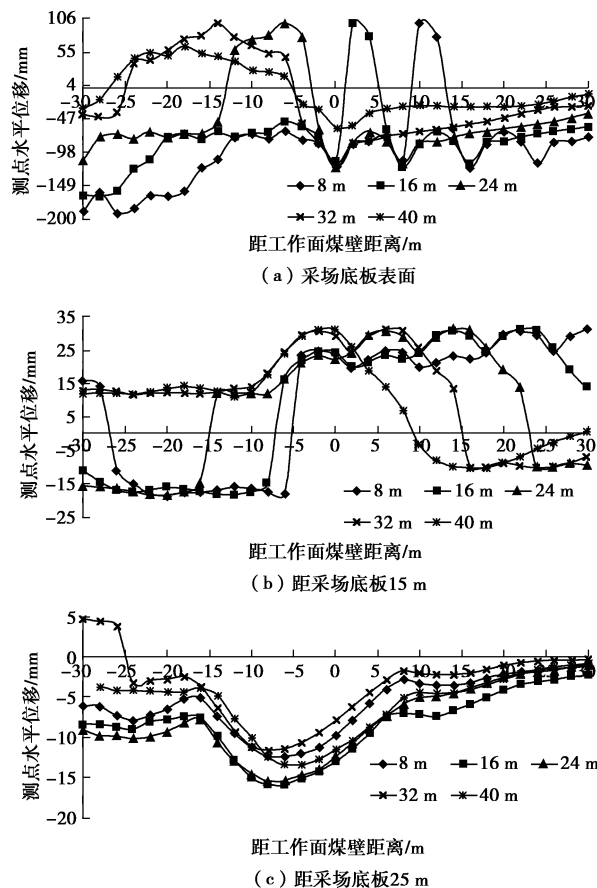


图4 不同来压步距下底板水平位移变化曲线

Fig. 4 Curves of horizontal displacement of floor under different weighting intervals

结合图1, 3, 4知,动力扰动作用下底板端部效应区岩体在垂直压应力作用下以压缩变形扩展为主;而卸荷区底板岩体位移变化大,在垂直应力卸荷作用下导致底板岩体竖向离层扩展变形并不断向深部岩体扰动,加上水平应力卸荷引起底板岩体反向滑移、错动或偏移,并最终导致底板裂隙的失稳扩展和张开贯通。

3 动力扰动下底板裂隙扩展机制

根据前述,砌体梁结构失稳导致底板应力及裂隙变化;结合式(6)、(8)及图1,分析深部开采动力扰动下底板岩体裂隙的扩展机制见图5。

煤层开采前底板原生裂隙发育,随回采推进在动力扰动及支承压力作用下根据式(6) σ_1 大于原岩应力 σ'_0 并形成次生裂隙扩展区 acb ; 设由煤壁压剪作用导致底板产生次生裂隙的应力为 $\sigma_{1(c)}$, 根据式(8)在 h_{max} 内任意点受开采扰动的应力峰值为 σ_p , 则当 $\sigma_{1(c)} < \sigma_1 < \sigma_p$ 时,则形成煤壁端部效应区 acd ; 当底板岩体在采场或采空区下方时, σ_1 开始向临空面挤压卸荷至水平应力 σ_3 形成反向滑移区 ace ; 在 h_{max} 深度内

自底板深部向浅部不断卸荷至零或拉应力 $\sigma_{\text{拉}}$, 并最终导致裂隙张开贯通形成突水通道发育区 aef ; 而已卸荷稳定的采空区后方底板岩体在覆岩重新压实作用下应力开始逐渐增加, 并形成了裂隙张开贯通过渡区。

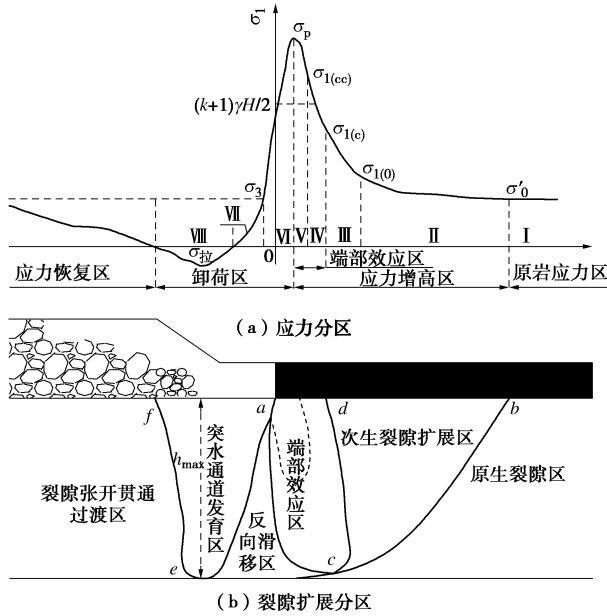


图 5 动力扰动下底板裂隙扩展机制示意图

Fig. 5 Crack propagation mechanisms of floor under dynamic disturbance

3.1 动力扰动作用下次生裂隙扩展机制

深部开采超前底板岩体由于水平应力 σ_3 较高, 裂隙弯折拉伸扩展受限; 但在端部效应区受动力扰动强度影响, 作用于底板岩体的垂直应力 σ_1 大小不同将导致裂隙产生摩擦滑动、自相似扩展及失稳扩展变形, 其外部临界应力为^[14]

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{1(0)} &= \frac{\tau_c + \mu \sigma_3 \sin^2 \theta + \sigma_3 \sin \theta \cos \theta}{-\mu \cos^2 \theta + \sin \theta \cos \theta}, \\ \sigma_{1(c)} &= \frac{\left[\frac{2K_{\text{IIC}}}{\sqrt{\pi c}} + 2\tau_c + (\sin 2\theta + \mu - \mu \cos 2\theta) \sigma_3 \right]}{\sin 2\theta - \mu - \mu \cos 2\theta}, \\ \sigma_{1(cc)} &= \frac{\left[\frac{2K_{\text{IIC}}}{\sqrt{\pi c_b}} + 2\tau_c + (\sin 2\theta_0 + \mu - \mu \cos 2\theta_0) \sigma_3 \right]}{\sin 2\theta_0 - \mu - \mu \cos 2\theta_0} \end{aligned} \right\} \quad (9)$$

式中, μ 为摩擦系数, τ_c 为黏聚力, θ 为裂隙方位角, θ_0 为裂隙失稳扩展的方位角, K_{IIC} 为弱面的 II 型断裂韧性, K_{IIC} 为岩石的 II 型断裂韧变, c_b 为裂隙扩展的特征长度, 与岩石组成等相关。

当 $\sigma_1 < \sigma_{1(0)}$ 时, 底板岩体处于弹性阶段; 当 $\sigma_{1(0)} < \sigma_1 < \sigma_{1(c)}$ 时, 原生裂隙摩擦滑动; $\sigma_{1(c)} < \sigma_1 < \sigma_{1(cc)}$ 时, 原生裂隙自相似扩展; $\sigma_{1(cc)} < \sigma_1$ 时, 裂隙失稳扩展, 部分裂隙卸载变形并造成岩体局部损伤劣化。当扰动强度导致 σ_1 峰值超过底板岩体的极限强度时, 岩

体破坏, 在压应力作用下裂隙以压缩闭合为主, 失稳扩展裂隙部分闭合, 而应力向深部转移。

故随动力扰动强度增大, 采场超前底板内 σ_1 增大, 而 σ_3 减小; 结合式 (9) 知扰动强度越大越利于裂隙失稳扩展; 当端部效应区 σ_1 峰值超过岩体的极限强度时以压缩闭合变形为主。

3.2 卸荷作用下底板岩体裂隙扩展机制

在采场及采空区临空面作用下, 应力升高后的底板裂隙岩体开始卸荷, 卸荷时 σ_1 将经历卸荷至 σ_3 、零或拉应力阶段, 岩体受自身性质影响可发生反向滑移、失稳扩展、张开贯通直至破坏。

(1) σ_1 卸荷至 σ_3 反向滑移变形机制

受 σ_1 及 σ_3 作用, 反向滑移区内 σ_1 将卸荷至 σ_3 , 底板深部由于两应力较大, 裂隙张开贯通能力弱, 以反向滑移变形为主; 当 $\sigma_3 < 4G_0 \alpha / (k' + 1)$ 和 $\sigma_3 > 4G_0 \alpha / (k' + 1)$ 时, σ_1 满足的临界应力 σ_f 分别为^[14]

$$\sigma_f = \frac{\frac{\sigma_{1m} \sin 2\theta}{2} - \mu \left(\sigma_{1m} - \frac{8G_0 \alpha}{k' + 1} \right) \cos^2 \theta - 2(\tau_c + \mu \sigma_{3m} \sin^2 \theta)}{\mu \cos^2 \theta + \sin \theta \cos \theta} \quad (10)$$

$$\sigma_f = \left\{ \frac{\sigma_{1m} \sin 2\theta}{2} - \mu \left(\sigma_{1m} - \frac{8G_0 \alpha}{k' + 1} \right) \cos^2 \theta - 2[\mu(\sigma_{3m} - \sigma_{3c}) \sin^2 \theta + \tau_c] \right\} / (\mu \cos^2 \theta + \sin \theta \cos \theta) \quad (11)$$

式中 G_0 为岩体剪切模量; 裂隙的半开度及半长度分别为 $b, c, \alpha = b/c$; 泊松比为 ν ; k' 在平面应力状态下为 $(3-\nu)/(1+\nu)$; σ_{1m}, σ_{3m} 为卸荷起点的垂直应力、水平应力, $\sigma_{3c} = [4G_0 / (k' + 1) \sin^2 \theta] - \sigma_{1m} \tan^2 \theta$ 。

当动力强度增大时, σ_1 增高引起其卸荷起点增高, 而 σ_3 降低, 其卸荷起点相应降低, 且 σ_1 的增高程度远大于 σ_3 降低程度, 结合式 (10)、(11) 知, σ_f 增大, 加上 σ_1 由卸荷起点卸荷至 σ_3 的范围增大, 在满足 $\sigma_1 < \sigma_f$ 后继续卸荷, 其反向滑移变形将进一步增强。

(2) σ_1 卸荷至零或拉应力裂隙失稳扩展机制

根据图 1, 5, 采场及采空区底板浅部岩体 σ_1 将卸荷至零或拉应力; 由于动力扰动下卸荷起点提高, 加之已历经次生裂隙及反向滑移的扩展发育, 底板裂隙将以失稳扩展为主, 并最终形成突水通道。

a) 裂隙弯折失稳扩展机制

当突水通道发育区 σ_1 卸荷至较低应力时, 裂隙将二次失稳扩展, 并造成损伤局部化和应力跌落。当 $\sigma_3 > 4G_0 \alpha / (k' + 1)$ 时, 失稳扩展的临界应力 σ_s 为

$$\sigma_s = \frac{\frac{k' \sqrt{\omega}}{2 \sin \theta_1} + c[\tau_c + (\sigma_3 - \sigma_{3c}) \sin \theta_1 (\mu \sin \theta_1 - \cos \theta_1)]}{-[(\omega / \sqrt{2} \sin \theta_1) + c \cos \theta_1 (\mu \cos \theta_1 + \sin \theta_1)]} \quad (12)$$

式中, θ_1 为裂隙弯折失稳的方位角, σ_{3c} 为平均水平应力, ω 为两相互影响裂隙间距的半长。

若 σ_1 卸荷至零时裂隙岩体仍未发生破坏, 则其将卸荷至拉应力直至破坏。当 $\sigma_3 > 4G_0\alpha/(k'+1)$ 时, 裂隙岩体拉应力破坏的条件仍按式 (12) 计算。

而当 $\sigma_3 < 4G_0\alpha/(k'+1)$ 时, 方位角为 0 的裂隙卸荷至拉应力将发生失稳扩展, 其临界应力为

$$\sigma_s = \frac{K_{ICC}}{\sqrt{\pi c}} \quad (13)$$

式中, K_{ICC} 为岩石的 I 型断裂韧变。

b) 裂隙张开贯通机制

卸荷时, 裂隙张开变形后在深部 σ_3 作用下可能闭合, 而当 σ_3 满足一定条件时, 张开变形必然产生, 尤其是浅部因 σ_3 卸荷极易造成裂隙张开贯通。

当 σ_1 卸荷至零时, 若 $\sigma_3 > \sigma_1 > 4G_0\alpha/(k'+1)$, 裂隙闭合。若 $\sigma_3 > 4G_0\alpha/(k'+1) > \sigma_1$, 在方位角 (θ_1^n, θ_2^n) 内裂隙张开变形; 若 $\sigma_3 < 4G_0\alpha/(k'+1)$, 所有裂隙张开变形。当 σ_1 卸荷至拉应力时, 若 $\sigma_3 > 4G_0\alpha/(k'+1)$, 裂隙将在一定方位角范围 (θ_1^n, θ_2^n) 内产生张开变形; 若 $\sigma_3 < 4G_0\alpha/(k'+1)$, 所有裂隙产生张开变形。

分析知, σ_1 卸荷过程中, $\sigma_1 < \sigma_f$ 裂隙反向滑移, $\sigma_1 < \sigma_s$ 裂隙失稳扩展; 而裂隙张开贯通在卸荷至零或拉应力时必然产生, 仅对裂隙的张开范围产生影响。同时, 动力扰动强度越大, σ_1 越大, 卸荷起点越高, 卸荷满足底板裂隙失稳扩展的应力条件越多, 越利于突水通道区的裂隙扩展; 而扰动强度增大时 σ_3 减小在一定程度上又将满足裂隙的张开贯通机制; 且裂隙反复失稳扩展导致岩体损伤劣化的累积更利于突水通道形成。故若含水层在扰动影响的最大范围之内, 并满足裂隙失稳及张开贯通条件, 在承压水压力满足渗透作用时必将导致底板突水。

3.3 深部高承压水压力下裂隙渗透作用

深部开采由于承压水压力增大, 渗透作用导致裂隙面上的有效应力 σ_{ne} 降低, 进一步加剧了裂隙的变形扩展程度。同时, 受开采扰动和卸荷影响, 底板应力变化导致不同区域裂隙渗流作用变化。

(1) 端部效应区裂隙渗透扩展作用

Louis 根据钻孔压水试验建立了加载时渗透系数与有效应力 σ_{ne} 的关系式为^[15]

$$K = K_0 \exp(-\lambda \sigma_{ne}) \quad (14)$$

式中 K_0 , K 分别为开采扰动前、加载时岩体渗透系数; λ 为耦合系数, 可通过试验或文献确定。

为表征裂隙的扩展程度, 引入系数 α 以反映岩体内裂隙连通面积与总面积之比, 则渗透水压在裂隙面上的法向应力为 αp , p 为裂隙面的渗透水压。结合 Mohr-Coulomb 准则, 裂隙面所受 σ_{ne} 可表示为

$$\sigma_{ne} = \sigma_n - \alpha p = \sigma_1 \sin^2 \beta + \sigma_3 \cos^2 \beta - \alpha p \quad (15)$$

式中, σ_n 为外力作用在裂隙面的法向应力, β 为裂隙面与竖直方向的夹角。

联合式 (14)、(15) 可求端部效应区的渗透系数。动力扰动时, 由于超前压应力作用, 端部效应区岩体压缩变形, 当 $\sigma_1 < \sigma_{l(cc)}$ 时, σ_{ne} 增大, λ 及 α 基本不变造成 K 减小; 当 $\sigma_1 > \sigma_{l(cc)}$ 时, 次生裂隙失稳扩展导致裂隙数量增加, λ 减小, α 增大导致底板岩体 K 升高。

而当动力扰动强度增大导致底板应力大于煤岩体的极限强度时, 裂隙扩展程度减弱, 以压缩闭合为主, 即 σ_{ne} 的增大作用远大于 λ 及 α , 导致 K 降低。故动力强度不同, 端部效应区 K 呈现不同的变化, 但动力强度增加导致的裂隙扩展及失稳破坏程度增大, 将更利于突水通道发育区的裂隙发育和渗透。

(2) 突水通道发育区裂隙渗透扩展作用

与加载时力学路径不同, 底板突水通道发育区岩体卸荷, 裂隙张开, 渗透系数增加。根据卸荷渗透试验, 可拟合得出卸荷量与渗透系数的关系为^[16]

$$K' = K_{n0} \left(1 + \frac{\alpha_u P}{1 - \xi} \right) \quad (16)$$

式中 K_{n0} , K' 分别为卸荷起点、卸荷时渗透系数; ξ 为有效卸荷量, $\xi = (\sigma_{n0} - \sigma_{ne})/\sigma_{n0}$, σ_{n0} , σ_{ne} 分别为卸荷起点、卸荷后有效应力; α_u 为试验系数, 取 0.07。

由于突水通道发育区岩体卸荷起点为端部效应区岩体所受叠加应力的峰值点, 故联合式 (14) ~ (16) 可得 K' 。而卸荷起点越高, 有效卸荷量越大, K' 越大, 且 K' 非线性增长, 当卸荷至一定值时, K' 突变增加, 并形成了承压水压力的渗透扩展作用。故在卸荷作用下底板裂隙将进一步失稳扩展并张开贯通, 当卸荷导致隔水层岩体渗透系数突变增加时将诱发突水事故。

根据赵固一矿顶底板状况, 取 $\gamma = 27 \text{ kN/m}^3$, $\gamma_B = 28 \text{ kN/m}^3$, $\gamma_{底} = 25 \text{ kN/m}^3$, $k = 2.5$, $H = 700 \text{ m}$, $\phi_0 = 28^\circ$, $h_B = 8.4 \text{ m}$, $E_d = 4.8 \text{ GPa}$, $M = 3.5 \text{ m}$, $K_p = 1.3$, $x = \sum h = 1.9 \text{ m}$, $\mu = 0.19$, $L_d = 3.7 \text{ m}$, $\nu = 0.25$, $\lambda = 0.07$, $\beta = 45^\circ$, $P = 6 \text{ MPa}$ 。在端部效应区 σ_3 变化不大取 8 MPa , 当 $\sigma_1 < \sigma_{l(cc)}$ 时 $\alpha = 0.5$, $\lambda = 0.01$; 当 $\sigma_1 > \sigma_{l(cc)}$ 时, $\alpha = 0.6$, $\lambda = 0.001$ 。在突水通道发育区, 依据数值模拟, 在 h_{max} 范围内, 自底板深部向浅部 σ_1 近似线性衰减至拉应力; 由于卸荷至拉应力的岩体仅在底板浅部 (如图 1), 而突水主要取决于深部岩体卸荷后裂隙的扩展程度, 暂不分析岩体卸荷至拉应力的 K' , 取 $\alpha = 0.8$, $\sigma_3 = 4 \text{ MPa}$ 。将以上参数代入式 (6)、(8)、(14) ~ (16), 并分别令 L 为 8, 16, 24, 32, 40 m, 绘制了底板岩体渗透系数变化曲线图 6。

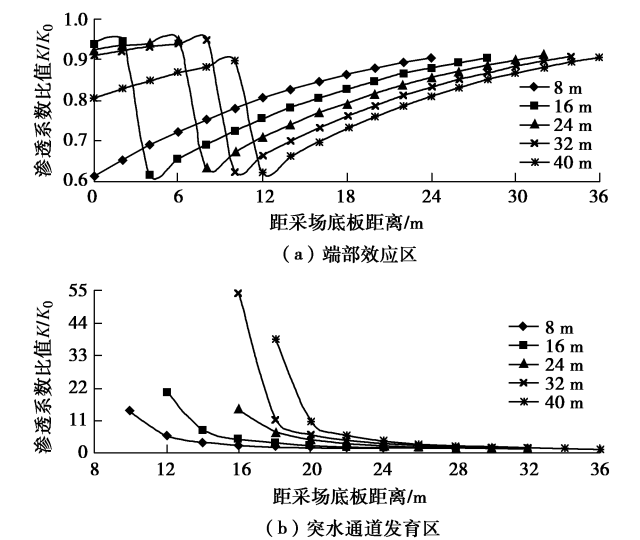


图 6 深部开采底板渗透系数变化曲线

Fig. 6 Curves of permeability coefficient of floor in deep mining

由图 6 知, 自底板深部向浅部 K 随应力增大先减小, 当 $\sigma_1 > \sigma_{l(cc)}$ 时开始增加, 若应力大于岩体的极限强度则又减小。而在突水通道发育区, 由于卸荷作用 K'/K_0 始终大于 1, 越向底板浅部 K' 越大, 当岩体卸荷至一定值时 K' 突变增加; 扰动强度越大, 卸荷导致的 K' 突变深度越大, 承压水压力渗透扩展作用越强。结合图 5, 可得深部开采底板裂隙的扩展机制见表 2。

表 2 深部开采动力扰动下底板岩体裂隙扩展机制

Table 2 Crack propagation mechanisms of floor rock mass under dynamic disturbance in deep coal mining						
扰动阶段	扰动区域	扰动形式	应力变化	裂隙变形扩展状态	裂隙扩展机制	渗透系数变化
I	原岩	无扰动	原岩应力	原生裂隙	未扩展	初始不变
II	应力增		增高	摩擦滑动	高应力加载	降低
III	高区		增高	自相似扩展	变形扩展	降低
IV		超前动	增高	失稳扩展		增加
V	端部效应区	力扰动	增高	裂隙部分闭合	应力高于煤岩极限强度破坏	降低
VI			降低	反向滑移变形扩展	卸荷至 σ_3 变形扩展	增加
VII	突水通道发育区	开采卸荷扰动	降低	弯折失稳扩展	卸荷至零或拉应力失稳	突变增加
VIII			降低	张开贯通	扩展	突变增加

结合前述, 深部开采动力扰动强度越大, 底板卸荷起点越高, 裂隙越易失稳扩展, K' 越大, 当突水通道发育区 K' 突变增加的岩层深度大于隔水层厚度时将诱发底板突水; 据此可采取顶板预裂、提高支护强度或无煤柱护巷等措施降低动力强度及底板应力卸荷

起点, 也可根据底板裂隙失稳扩展深度及分布特征加固围岩以预防深部采场底板突水。

4 工程验证

4.1 深部岩体裂隙渗透扩展的试验验证

为验证深部采场动力扰动下底板裂隙扩展机制的合理性, 以常规三轴渗流试验^[3]为基础研究底板裂隙扩展对突水的影响, 渗透率变化曲线见图 7。

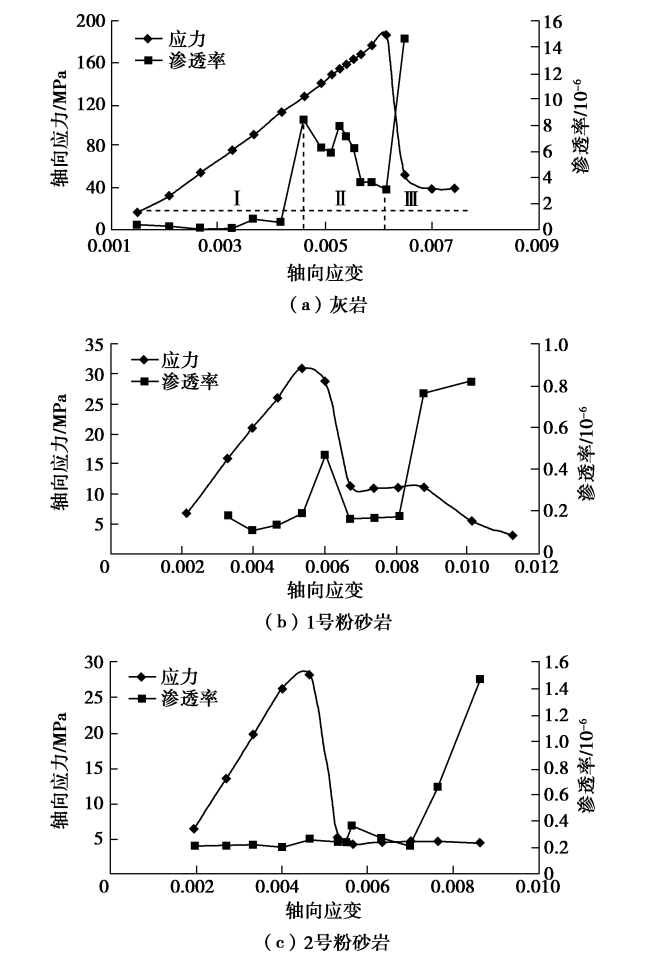


图 7 岩石应力 - 应变及应变 - 渗透率曲线

Fig. 7 Stress-strain and strain-permeability curves of rock

由图 7 (a) 知, 试件加载过程中, 轴向应力较小时, I 阶段岩石内部主要产生摩擦滑动或自相似变形, 渗透率减小; 当应力达到次生裂隙扩展条件时, 渗透率跳跃增加。继续加载, 裂隙压缩闭合, 渗透作用减弱, 阶段 II 渗透率降低。而试件卸荷时, III 阶段开始在较大轴向压力下将先满足反向滑移变形, 轴向应变增量较小, 图 6 (b) 较明显; III 阶段继续卸荷至一定程度时裂隙弯折失稳或张开贯通并导致渗透率突变。

由图 6 (b) 及 (c) 知, 当岩性相同时, 轴向应力卸荷起点不同, 裂隙失稳扩展及张开贯通程度不同, 卸荷起点越高, 应变越大, 渗透作用越强。2 号粉砂岩轴向应力峰值 28.22 MPa 时应变为 0.0046, 卸压后渗透率突变时应变为 0.0070, 渗透率为 0.65×10^{-6} ;

而 1 号粉砂岩轴向应力峰值 30.87 MPa 时应变为 0.0053, 卸压后渗透率突变时应变为 0.0088, 渗透率为 0.76×10^{-6} ; 卸荷起点应力增加约 9.39%, 应变增加达 25.71%, 渗透率增加 18.46%。故当扰动强度增大时, 深部采场底板应力增加导致其卸荷起点增加, 裂隙失稳及贯通程度越大, 渗透作用越强, 越利于突水通道形成; 并与承压水压力下裂隙的渗透规律一致。

4.2 深部开采现场探测验证

为掌握深部动力扰动及卸荷作用下的底板裂隙扩展状况, 在赵固一矿 16021 工作面轨道运输巷(上侧为实体煤)应用 ZTR12-2 型地质雷达(图 8)探测了来压时底板裂隙的扩展特征。

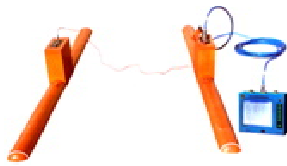


图 8 ZTR12-2 矿用防爆地质雷达

Fig. 8 Explosion-proof ground radar of ZTR12-2 type

(1) 探测方案及信号处理

在开采前、初次来压及周期来压后, 在 16021 轨道巷自切眼至以外 80 m 段观测, 分别实测未受开采影响、受动力扰动及卸荷影响的底板裂隙扩展。

地质雷达将经裂隙岩体反射的脉冲电磁波用波形道轨迹图表示, 并根据振幅自小至大用 256 色阶显示彩色剖面, 再将反射数据以像素点显示裂隙发育; 并可对接收数据进行消除杂波和信号处理^[17]。

(2) 探测结果

16021 工作面于 2017 年 5 月 22 日 16 点班开始回采, 6 月 5 日轨道运输巷推进 36.3 m 时初次来压显现强烈, 6 月 10 日周期来压显现不明显, 步距 16.5 m, 应用地质雷达实测其底板裂隙发育见图 9。

根据图 9, 受动力扰动强度不同, 底板破坏深度和裂隙发育程度不同, 突水通道发育区卸荷破坏深度较端部效应区加深约 1 m; 且突水通道发育区与端部效应区之间呈现了不同程度的裂隙密集度减弱现象, 主要为 σ_1 卸荷至 σ_3 导致裂隙反向滑移并造成部分裂隙闭合所致。同时, 底板浅部岩层振幅变化大并出现错断, 波形杂乱, 破坏严重; 底板深部岩层振幅小, 裂隙密集, 裂隙含水率大, 突水通道区较端部效应区裂隙更为发育。开采前, 底板破坏深度约 7 m, 而初次来压时达 11 m, 破坏深度加深 4 m, 增加约 57.1%; 同时, 由于初次来压超前影响距离约 50 m, 而在其范围内的后一周来压破坏深度增加至约 13 m。初次来压时突水通道发育区 30~36 m 段及端部效应区 36~42 m 段较周期来压时的 45~53 m 和 53~56 m 段裂隙发育更明显, 范围更大。故动力强度越大, 应力集中

程度越大, 卸荷起点越高, 端头效应区及突水通道发育区裂隙扩展越严重。

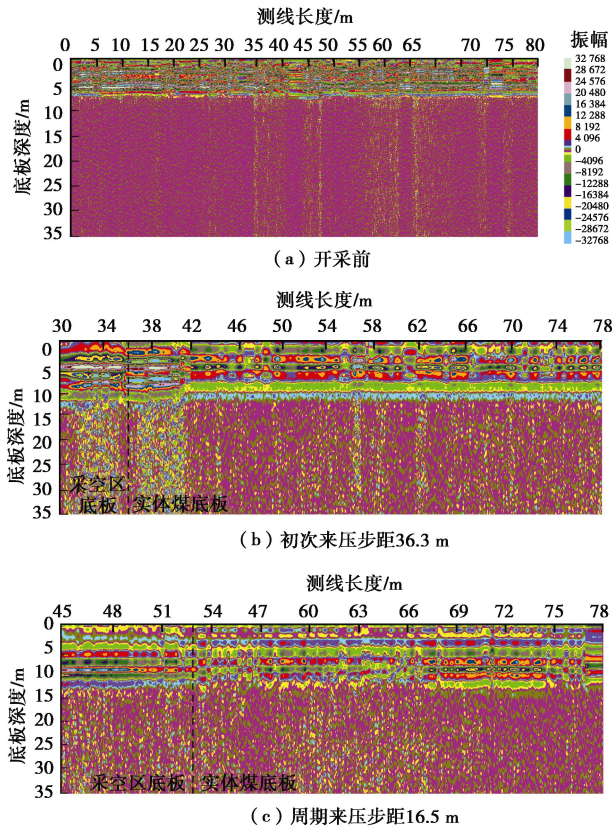


图 9 地质雷达实测图像

Fig. 9 Penetrating images of ground radar

同时, 地质雷达自带裂隙含水率分析系统, 含水率 w 为介质对应频谱谱域能量比值为^[17]

$$w = (F_w / F_d) \times 100\% \quad (17)$$

式中, F_w 为水的峰谱面域, F_d 为岩层峰谱面域。

由于频谱受空气影响不能完全反映裂隙的真实含水率, 故仅分析含水率的相对性, 以反映不同状况下底板裂隙发育和含水程度, 导出含水率数据并绘制了不同动力扰动强度下裂隙含水率分布特征见图 10。

由图 10 知, 深部开采底板 15 m 以浅裂隙含水率大, 裂隙发育密集, 且扰动强度越大, 裂隙含水率越大; 而向底板深部随应力集中及卸荷程度减弱, 裂隙含水率减小。初次来压距采场底板 15 m 时, 由于底板裂隙的摩擦滑动、自相似作用, 在应力增高区 80~65 m 段含水率降低, 而在失稳扩展作用下, 在 65~46 m 段含水率增加; 端部效应区 46~36 m 段由于扰动强度过大, 底板岩体在压应力作用下失稳扩展, 裂隙部分压缩闭合, 含水率降低; 在突水通道发育区 36~30 m 段卸荷作用造成裂隙继续失稳扩展进而导致图 9 (b) 中裂隙含水率迅速增加; 而周期来压时由于来压不明显, 扰动强度弱, 在端部效应区裂隙以失稳扩展为主, 压缩变形量小, 故其裂隙含水率在 75~46 m 段逐渐增加, 并未明显降低, 这与前述动力扰动

下底板裂隙扩展机制一致。同时, 由于底板表面裂隙岩体已基本完全破坏, 其裂隙含水率受动力扰动影响不明显, 但初次来压时底板裂隙发育仍较周期来压严重; 而采场底板 25 m 以深时基本未受动力扰动影响, 含水率变化不大。

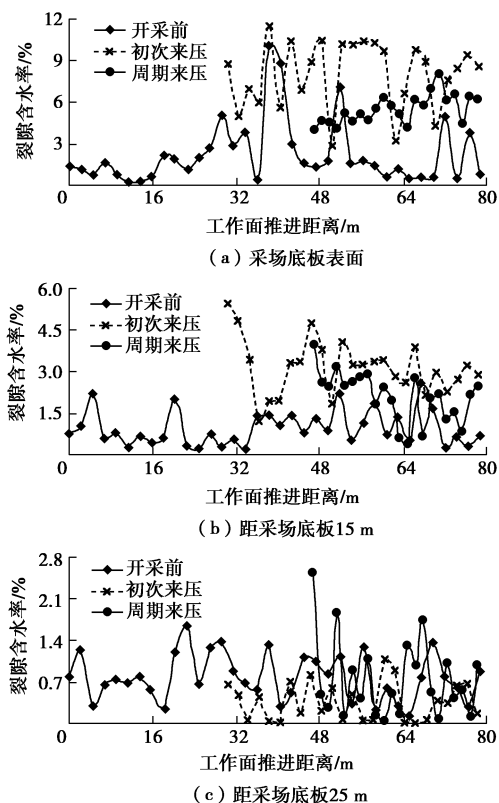


图 10 不同动力扰动强度下底板裂隙含水率分布特征

Fig. 10 Moisture contents of floor crack under different dynamic disturbance intensities

故动力扰动强度决定了底板裂隙的失稳扩展及渗透作用机制, 卸荷对裂隙扩展及含水率的增加作用程度最强, 在高承压水压力作用下突水通道发育区渗透率骤然突变易诱发底板突水事故, 并为深部采场完整型底板突水或卸荷滞后突水的主要成因。

4.3 深部开采突水实例验证

赵固一矿 12041 工作面初次来压后底板突水量最大达 $486 \text{ m}^3/\text{h}$; 系统改造后, 未来压时无新增出水点, 但每次来压均有新出水点。受频繁剧烈来压影响, 采场内有顶板失稳的剧烈声响, 推进速度由 5.4 m/d 降至 1.2 m/d , 实测其矿压显现特征见图 11。

由图 11 知, 来压步距越大, 动力扰动越强烈, 深部采场来压段顶板移近量及支架活柱缩量越大, 底板卸压越明显, 新增出水点出水量趋于增加。来压步距 6.0 m 时, 顶底板移近量及支架活柱缩量分别约 $1000, 500 \text{ mm}$, 上巷超前新增出水点水量约 $30 \text{ m}^3/\text{h}$; 而来压步距 29.8 m 时, 顶底板移近量及支架活柱缩量分别

为 $1200, 800 \text{ mm}$, 分别增加约 $20\%, 60\%$, 10 架后新增出水点水量为 $40 \text{ m}^3/\text{h}$, 增加约 33.3% 。故来压步距增大后动力扰动的增强将导致底板卸荷起点升高, 卸荷程度增加, 并表现为新增出水点出水量和底鼓量的增加。结合前述, 由于动力扰动首先造成超前底板煤岩体应力增加次生裂隙扩展, 而卸荷起点的升高进一步导致底板裂隙的反向滑移、失稳扩展和张开贯通, 在高承压水压力作用下裂隙渗透率骤变增加, 从而引起采场及采空区底板煤岩体变形量和突水量的增加, 矿压显现程度增强。

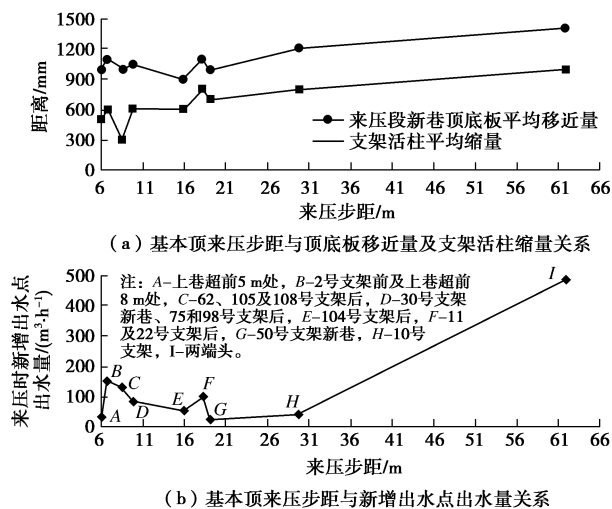


图 11 顶板动力扰动下采场矿压显现特征

Fig. 11 Characteristics of underground pressure under roof dynamic disturbance in deep coal mine

5 结 论

(1) 深部开采砌体梁结构失稳易对底板造成动力扰动, 根据弹性理论研究了动力扰动对底板应力的影响: 来压步距增大引起动力扰动强度增大, 煤壁端底板应力非线性增长, 并形成煤壁端部效应。

(2) 模拟计算了深部开采动力扰动下底板应力及裂隙演化, 得出: 随动力扰动强度增大, 超前底板垂直应力增加; 在卸荷区垂直应力卸荷导致底板岩体竖向变形扩展, 加上水平应力卸荷促使岩体反向滑移、错动或偏移造成了底板裂隙的失稳扩展和张开贯通。

(3) 应用卸荷岩体理论分阶段研究了动力扰动作用下底板端部效应区次生裂隙扩展及卸荷作用下突水通道区裂隙的失稳扩展及张开贯通机制; 结合渗流理论分析了承压水压力的渗透作用, 并进行了工程验证: 动力扰动强度越大, 卸荷起点越高, 越易满足裂隙失稳扩展的临界应力条件; 随卸荷应力增大, 渗透率增大; 在高承压水压力作用下突水通道区渗透率骤然突变的岩层深度大于隔水层厚度将诱发底板突水。

参考文献:

- [1] 谢和平, 高峰, 鞠杨. 深部岩体力学研究探索[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, **35**(11): 2161 - 2178. (XIE He-ping, GAO Feng, JU Yang. Research and development of rock mechanics in deep ground engineering[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, **35**(11): 2161 - 2178. (in Chinese))
- [2] 刘其声. 关于突水系数的讨论[J]. 煤田地质与勘探, 2009, **37**(4): 34 - 37. (LIU Qi-sheng. A discussion on water inrush coefficient[J]. Coal Geology & Exploration, 2009, **37**(4): 34 - 37. (in Chinese))
- [3] 张勇, 庞义辉. 基于应力—渗流耦合理论的突水力学模型[J]. 中国矿业大学学报, 2010, **39**(5): 659 - 664. (ZHANG Yong, PANG Yi-hui. Water-inrush mechanical model based on a theory of coupled stress-seepage[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2010, **39**(5): 659 - 664. (in Chinese))
- [4] 钱鸣高, 缪协兴, 许家林, 等. 岩层控制的关键层理论[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2000. (QIAN Ming-gao, MIU Xie-xing, XU Jia-lin, et al. Key strata theory in ground control[M]. Xuzhou: China University of Mining & Technology Press, 2000. (in Chinese))
- [5] 左宇军, 李术才, 秦泗凤, 等. 动力扰动诱发承压水底板关键层失稳的突变理论研究[J]. 岩土力学, 2010, **31**(8): 2361 - 2366. (ZUO Yu-jun, LI Shu-cai, QIN Si-feng, et al. A catastrophe model for floor water-resisting key stratum instability induced by dynamic disturbance[J]. Rock and Soil Mechanics, 2010, **31**(8): 2361 - 2366. (in Chinese))
- [6] WONG R H C, CHAU K T, TANG C, et al. Analysis of crack coalescence in rock-like materials containing three flaws part I: experimental approach[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2001, **38**(7): 909 - 924.
- [7] 徐则民, 黄润秋, 罗杏春, 等. 静荷载理论在岩爆研究中的局限性及岩爆岩石动力学机理的初步分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2003, **22**(8): 1255 - 1262. (XU Ze-min, HUANG Run-qiu, LUO Xing-chun, et al. Limitations of static load theory in rock burst research and preliminary analysis on dynamics mechanism of rockburst[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, **22**(8): 1255 - 1262. (in Chinese))
- [8] 杨敬轩, 刘长友, 于斌, 等. 坚硬厚层顶板群结构破断的采场冲击效应[J]. 中国矿业大学学报, 2014, **43**(1): 8 - 15. (YANG Jing-xuan, LIU Chang-you, YU Bin, et al. Impact effect caused by the fracture of thick and hard roof structures in a longwall face[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2014, **43**(1): 8 - 15. (in Chinese))
- [9] 王家臣. 厚煤层开采理论与技术[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2009. (WANG Jia-chen. Thick coal seam mining theory and technology[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2009. (in Chinese))
- [10] 卢爱红, 郁时炼, 秦昊, 等. 应力波作用下巷道围岩层裂结构的稳定性研究[J]. 中国矿业大学学报, 2008, **37**(6): 769 - 774. (LU Ai-hong, YU Shi-lian, QIN hao, et al. Stability of layered crack structure in roadway surrounding rock under stress wave[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2008, **37**(6): 769 - 774. (in Chinese))
- [11] 褚怀保, 杨小林, 侯爱军, 等. 煤体中爆炸应力波传播与衰减规律模拟实验研究[J]. 爆炸与冲击, 2012, **32**(2): 185 - 189. (CHU Huai-bao, YANG Xiao-lin, HOU Ai-jun, et al. A simulation-based experimental study on explosion stress wave propagation and attenuation in coal[J]. Explosion and Shock Waves, 2012, **32**(2): 185 - 189. (in Chinese))
- [12] 宋振骐. 实用矿山压力控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1988. (SONG Zhen-qi. Practical underground pressure control[M]. Xuzhou: China University of Mining & Technology Press, 1988. (in Chinese))
- [13] 彭苏萍, 王金安. 承压水体上安全采煤[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2001. (PENG Su-ping, WANG Jin-an. Safety coal mining above the confined water[M]. Beijing: China Coal Industry Publishing House, 2001. (in Chinese))
- [14] 周小平, 张永兴. 卸荷岩体本构理论及其应用[M]. 北京: 科学出版社, 2007. (ZHOU Xiao-ping, ZHANG Yong-xing. Constitutive theory and its application of unloading rock mass mechanics[M]. Beijing: Science Press, 2007. (in Chinese))
- [15] LOUIS C. Rock mechanics[M]. New York: Verlay Wien, 1974.
- [16] 梁宁慧, 刘新荣, 包太. 岩体卸荷渗流特性的试验[J]. 重庆大学学报(自然科学版), 2005, **28**(10): 133 - 135. (LIANG Ning-hui, LIU Xin-rong, BAO Tai. Experimental study on the characteristic of seepage with unloading rock mass[J]. Journal of Chongqing University (Natural Science Edition), 2005, **28**(10): 133 - 135. (in Chinese))
- [17] 杨峰, 彭苏萍. 地质雷达探测原理与方法研究[M]. 北京: 科学出版社, 2010. (YANG Feng, PENG Su-ping. Penetrating principle and methods research of ground radar[M]. Beijing: Science Press, 2010. (in Chinese))