

DOI: 10.16285/j.rsm.2017.2053

# 深部开采底板岩体卸荷损伤的强扰动危险性分析

李春元<sup>1,2</sup>, 张 勇<sup>2</sup>, 彭 帅<sup>2</sup>, 高守阳<sup>2</sup>, 马亚仲<sup>2</sup>

(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:** 为研究深部高应力岩体强烈的卸荷效应扰动底板破坏并诱发突水的危险性, 根据卸荷力学理论, 研究了深部开采卸荷对底板扰动破坏的影响, 运用离散元软件计算了深部开采底板卸荷损伤的强扰动特征, 基于三轴卸荷试验及损伤因子概念推导了卸荷量与损伤因子的关系, 获得了底板岩体卸荷的扩展破坏条件, 划分了底板卸荷扰动分区, 分析了深部开采底板岩体卸荷损伤破坏的强扰动危险性。结果表明: 随采深增加, 底板卸荷起点及卸荷应力增加, 卸荷量却降低, 而深部开采较小的卸荷量便造成底板严重损伤破坏; 岩体卸荷量越大, 卸荷速率、位移量及渗透系数越高, 越易致其扩展破坏; 裂隙倾角及水平应力与垂直应力比值越小, 越易满足底板岩体卸荷的扩展破坏条件。

**关 键 词:** 卸荷损伤; 强扰动; 裂隙扩展; 底板突水; 深部开采

中图分类号: TD 823.8

文献标识码: A

文章编号: 1000-7598(2018)11-3957-12

## Strong disturbance hazard analysis of unloading damage for floor rock mass in deep coal mining

LI Chun-yuan<sup>1,2</sup>, ZHANG Yong<sup>2</sup>, PENG Shuai<sup>2</sup>, GAO Shou-yang<sup>2</sup>, MA Ya-zhong<sup>2</sup>

(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:** To investigate the mechanisms of floor failure and further induced risks of water inrush by the strong unloading effect of high-stress rock mass in deep coal mining, the influence of unloading on floor disturbance and failure was analysed with the theory of unloading rock mass mechanics. It calculated the strong disturbance characteristics of floor rock mass unloading damage in deep coal mining by using the discrete element method (DEM). Based on triaxial unloading tests and the concept of damage factor, we obtained the relationship between unloading percentage and damage factor, determined the propagation and failure condition of rock mass, and achieved the unloading disturbance partition of floor. Then the disturbance hazard of floor rock mass unloading damage and failure in deep coal mining were further studied. The results show that with mining depth increasing, both unloading starting point and unloading stress of floor are increased, but the unloading percentage is reduced, in which the lower unloading percentage causes damage severely in deep coal mining. When the unloading percentage of rock mass is greater, its unloading rate and displacement and the permeability coefficient become higher, which easily induces floor rock mass instability propagation. When the dip angle of crack and the ratio of horizontal stress and vertical stress are low, it easily reaches the propagation and failure conditions of floor rock mass unloading.

**Keywords:** unloading damage; strong disturbance; crack propagation; floor water inrush; deep coal mining

## 1 引 言

随浅部资源开采殆尽, 资源开发将不断走向地球深部, 千米级深部资源开采将逐渐成为资源开发新常态; 而深部岩体典型“三高”赋存环境的本真属性及资源开采“强扰动”的附加属性极易导致高

能级、大体量的工程灾害频发<sup>[1]</sup>。特别是在深部采场底板高承压水作用下, 强烈的开采扰动造成深部高应力及高储能岩体卸荷并驱动底板裂隙扩展使得深部开采突水概率增大, 突水事故增多<sup>[2-4]</sup>。

针对底板突水机制的研究, 专家学者提出了突水系数法、脆弱性指数法、下“三带”理论、原位

收稿日期: 2017-09-30

基金项目: 国家重点研发计划项目 (No. 2016YFC0600708); 中央高校基本科研业务费专项资金资助 (No. 2011YZ05)。

This work was supported by the State Key Research Development Program of China (2016YFC0600708) and the Fundamental Research Funds for the Central Universities (2011YZ05).

第一作者简介: 李春元, 男, 1986年生, 博士, 主要从事矿山压力与岩层控制及工程力学等方面的研究工作。E-mail: lcy6055@163.com

张裂和零位破坏理论、关键层理论、应力-渗流耦合理论等诸多成果,重点研究了主动施加于采场底板的矿山压力或承压水压力导致的突水机制<sup>[5-10]</sup>,而鲜有基于底板岩体卸荷损伤的强扰动作用研究深部采场的卸荷扰动危险性及破坏裂隙型突水机制。同时,根据以往采场底板突水事故实际,突水多发生在初次来压或周期来压等动力扰动期间<sup>[9]</sup>,在底板多表现为处于卸荷状态的采场或采空区底板底鼓破坏并发生滞后型突水<sup>[11]</sup>,并形成了非平衡条件下底板岩体由渐进损伤破裂诱发失稳突变破坏的非线性过程。而深部开采受高地应力及开采扰动应力强烈的卸荷作用影响,不断驱动岩体内的裂隙失稳扩展,更进一步加剧了底板岩体的卸荷损伤破坏程度,并

最终形成了深部采场底板破坏裂隙型卸荷突水的前

兆扰动特征。

为此,本文着眼于深部开采基本顶失稳产生动力扰动后底板岩体的强卸荷损伤作用,分析采场底板破坏裂隙的卸荷突水特征,结合卸荷力学理论及离散元数值软件研究深部开采底板岩体卸荷损伤的强扰动特征,分析底板卸荷破坏的扰动危险性,进而从另一角度揭示深部采场的突水机制,以提出基于深部采场岩体卸荷作用的底板岩体控制技术。

## 2 深部采场底板卸荷突水特征

为揭示深部开采底板卸荷损伤的强扰动特征,不完全统计了基本顶失稳来压扰动后不同埋深采场底板破坏型裂隙突水典型案例(见表1),以分析浅、深部开采底板卸荷的差异性。

表1 动力扰动下不同采深底板破坏裂隙型突水典型案例<sup>[12-22]</sup>  
Table 1 Water inrush typical cases of floor failure and crack propagation under dynamic disturbance in different depth mines<sup>[12-22]</sup>

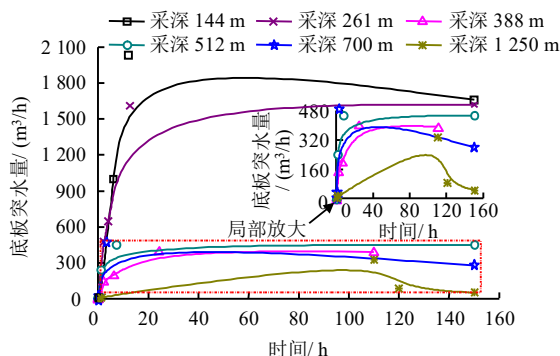
序号	矿名	工作面名称	最大突水量/(m <sup>3</sup> /h)	突水情况 突水过程与突水特点	水源		隔水层		采深/m
					水压/MPa	含水层	岩性	厚度/m	
1	肥城大封矿	10204	2 035	推进 38 m 后, 采场下端头出水, 水量由 10 m <sup>3</sup> /h 逐渐增加, 约 12 h 后增加至最大 2 035 m <sup>3</sup> /h, 30 d 后水量稳定约 1 660 m <sup>3</sup> /h。	1.1	徐灰、奥灰补给	泥岩、粉砂岩	16.5	144
2	演马矿	12121	5 340	回采 31 m 时, 底板鼓起约 0.8 m; 次日 1:30 上端头突水。	1.5	L <sub>8</sub>	泥岩、L <sub>9</sub> 灰岩	15.0	165
3	九里山矿	12301	1 620	推进 23 m 后, 采场初次来压, 上下两巷及端头出水; 16:30 突水量增加到 483 m <sup>3</sup> /h, 20:50 达到 653 m <sup>3</sup> /h, 次日 5 时为 1 620 m <sup>3</sup> /h。	1.8	L <sub>8</sub>	砂质泥岩、泥岩、L <sub>9</sub> 灰岩	23.0	261
4	肥城曹庄矿	81004	403	3 月 27 日 17:45 顶板来压, 底鼓突水 10 m <sup>3</sup> /h, 19:50 增至 150 m <sup>3</sup> /h; 28 日 1:40 增至 200 m <sup>3</sup> /h, 18 时增至 403 m <sup>3</sup> /h, 稳定水量为 392 m <sup>3</sup> /h。	2.2	五灰、奥灰补给	黏土岩、粉砂岩	37.9	388
5	梧桐庄矿	182102	450	初次突水恢复生产推进 37 m 后, 6 月 7 日 6:50 底板鼓起突水, 水量约 240 m <sup>3</sup> /h, 到 14 时水量稳定约 450 m <sup>3</sup> /h。	5.4	野青灰	砂岩、泥岩	40.7	512
6	车集矿	2401	625	2001 年 9 月 16 日 2:50 底板突水, 4:10 水量变大; 6:20 水量约 110 m <sup>3</sup> /h。20 日推进至 67.5 m 时再次突水, 突水量达 625 m <sup>3</sup> /h。	5.9	L <sub>12</sub>	砂质泥岩、中砂岩、泥岩等	50.0	586
7	赵固一矿	12041	486	2012 年 4 月 2 日 14 时, 回采约 62 m, 初次来压, 14:32 水量约 40 m <sup>3</sup> /h, 17:30 增至 486 m <sup>3</sup> /h; 5 月 3 日恢复生产后, 水量约 280 m <sup>3</sup> /h。	6.0	L <sub>8</sub>	砂质泥岩、泥岩、L <sub>9</sub> 灰岩	28.7	700
8	九龙矿	15423N	720	2007 年 10 月 21 日, 采场周期来压, 底鼓出水, 突水量最大达 720 m <sup>3</sup> /h, 水量稳定后约 360 m <sup>3</sup> /h, 并逐渐减小至 90 m <sup>3</sup> /h。	9.2	青灰、奥灰补给	细砂岩等(裂隙沟通隐伏构造)	110.0	840
9	邢东矿	2127	330	2011 年 4 月 13 日 3 时, 底板出水, 开始水量约 20 m <sup>3</sup> /h, 17 日 19 时增大至 330 m <sup>3</sup> /h, 18 日 5 时减小至 90 m <sup>3</sup> /h, 后稳定约 50 m <sup>3</sup> /h。	12.4	青灰、奥灰补给	砂岩、铝土等(裂隙沟沟通隐伏构造)	170.0	1 260

根据表 1, 煤层埋深增加后, 含水层水压不断增高; 受底板高承压水压力及开采卸荷的扰动作用, 在底板隔水层厚度较大时, 底板破坏裂隙仍可沟通含水层(包含底板破坏裂隙连通底板深部隐伏构造而沟通含水层, 如九龙矿及邢东矿)造成突水事故。同时, 受含水层水压及其补给能力、隔水层厚度及底板岩性影响, 动力扰动后, 不同采深时底板的卸荷突水过程、突水量峰值及其稳定水量具有一定差

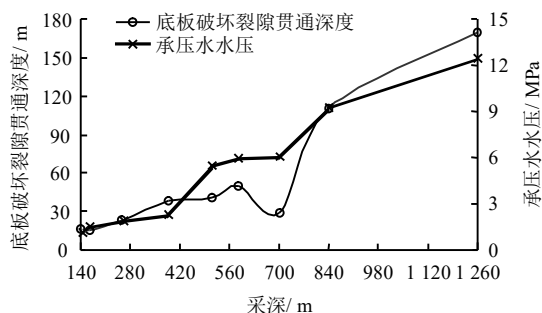
异。为揭示底板卸荷突水的时间和深度特征, 结合表 1 获得了不同采深的底板卸荷突水特征, 如图 1 所示(图中设底板卸荷突水 150 h 后水量稳定)。

对比可知, 在基本顶来压等动力扰动后, 不同采深时底板的卸荷突水规律基本相同: 底板浅部岩体首先鼓起破裂, 随后底板深部岩体裂隙扩展贯通并渗水形成较小的初始水量; 当底板卸荷导致岩体失稳破坏后, 将形成大规模瞬时突水, 并在短时间内

达突水峰值; 随回采和排水进行, 底板岩体卸荷趋于稳定, 水量逐渐减小并达到稳定水量。但采深越深, 随隔水层厚度增大, 相应的底板承压水水压及其破坏裂隙贯通深度也越大, 底板卸荷扰动深度越大。故底板的卸荷扰动程度与底板裂隙的扩展贯通深度密切相关, 以此可分析深部开采底板卸荷的强扰动危险性, 从而为揭示深部开采底板突水机制提供一定依据。



(a) 不同采深下采场底板卸荷突水的时间特征



(b) 底板破坏裂隙贯通深度与水压的深度特征

图 1 动力扰动下采场底板卸荷突水特征

Fig.1 Water inrush features of floor rock mass unloading under dynamic disturbance

### 3 深部开采卸荷对底板扰动的影响

煤层回采后, 受支承压压力影响, 采场底板煤岩体将经历由原岩应力状态向垂直应力 $\sigma_1$ 升高, 水平应力 $\sigma_3$ 降低并不断卸荷至破坏的完整采动力学过程<sup>[23]</sup>。与浅部开采相比, 深部开采时底板煤岩体的原岩应力、 $\sigma_1$ 、 $\sigma_3$ 及动力扰动强度显著增加, 形成了更高的初始储能, 可通过图 2 中弹簧的压缩程度表示其储能状态。故深部开采的卸荷作用使得高度压缩的煤岩体短时内快速卸荷反弹, 从而导致强烈的卸荷扰动破坏, 并与浅部采场底板卸荷突水形成明显差异。

#### 3.1 岩体卸荷对底板扰动深度及裂隙扩展的影响

深部开采受高地应力影响, 在支承压力和动力扰动叠加作用下, 超前底板 $\sigma_1$ 增加, 并导致底板煤

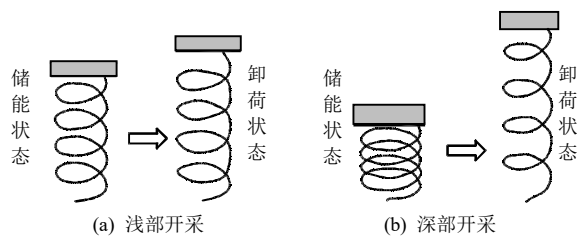


图 2 底板卸荷状态示意图

Fig.2 Schematic of floor unloading states

岩卸荷起点应力 $\sigma$ 增加; 当该底板上方煤体回采后, 底板浅部煤岩体首先卸荷鼓起并不断向底板深部延展扰动。设卸荷稳定后底板煤岩应力降低至 $\sigma'$ , 以 $\Delta\sigma = \sigma - \sigma'$ 、 $\xi$ 分别表示卸荷应力、卸荷量, 则<sup>[24]</sup>

$$\xi = \frac{\sigma - \sigma'}{\sigma} \times 100\% = \frac{\Delta\sigma}{\sigma} \times 100\% \quad (1)$$

由式(1)知, 当 $\Delta\sigma = 0$ 时, 底板煤岩未卸荷, 此时 $\xi = 0$ , 底板重新分布的应力形成再平衡状态, 并不再向底板深部卸荷扰动, 据此可确定底板卸荷扰动的垂向深度特征和走向分布特征。因此, 可结合 $\xi$ 沿底板垂向和走向细化底板的卸荷扰动分区, 以分析评估深部开采底板卸荷的突水危险性。

同时, 受卸荷影响, 底板煤岩体内裂隙将不断扩展变形直至破坏贯通, 进而导致其渗透系数 $k$ 变化; 梁宁慧等<sup>[25]</sup>推导了饱和裂隙岩体卸荷时 $\xi$ 与裂隙张开量 $\Delta\delta$ 及 $k$ 的关系方程:

$$\Delta\delta = \frac{\delta}{(\xi/R)^{-1/\eta} - 1} \quad (2)$$

$$k = \frac{1}{(1 - \sqrt[\eta]{\xi/R})^3} k_0 \quad (3)$$

式中:  $\delta$ 为卸荷起点裂隙的张开量;  $k_0$ 为卸荷起点的渗透系数;  $\eta$ 及 $R$ 为卸荷试验系数。

由此可知, 底板卸荷后,  $\Delta\delta$ 及 $k$ 随 $\xi$ 增大均增高; 且当 $\xi$ 增到一定值时, 卸荷岩体的 $k$ 将突变骤增。而由于深部开采底板 $\sigma$ 增高, 将引起 $\Delta\sigma$ 及 $\xi$ 升高, 进而导致卸荷裂隙的扩展贯通和渗透程度显著提高, 并使底板突水通道进一步加剧恶化。

#### 3.2 岩体卸荷对底板流变扰动损伤的影响

受支承压压力传递作用的影响, 不同深度处的底板岩体 $\sigma$ 不同, 加上底板岩性及岩层厚度作用, 将造成底板岩体应力的卸荷时间与卸荷速率变化, 并影响其扰动损伤程度。设 $\sigma(t)$ 为底板岩体卸荷起点应力 $\sigma$ 随卸荷时间 $t$ 变化的函数,  $v$ 表示 $\sigma$ 的卸荷速率, 则

$$v(t) = d\sigma(t)/dt \quad (4)$$

受底板非线性卸荷突水过程影响,  $v$  是一变量, 并用  $t$  进行函数表示。根据式 (4),  $v$  一定, 深部开采  $\sigma$  增加将使  $t$  延长, 若底板煤岩的卸荷荷载超过其长期强度,  $t$  将导致岩体加速流变并最终诱发岩体失稳破坏。将损伤因子  $D$  引入至 Burgers 流变模型, 可得卸荷岩体的非线性流变扰动方程为<sup>[24]</sup>

$$\left. \begin{aligned} \varepsilon &= \frac{\sigma}{E_M} + \frac{\sigma}{\eta_M} \cdot t + \frac{\sigma}{E_K} (1 - e^{-\frac{E_K t}{\eta_K}}) & (t < t^*) \\ \varepsilon &= \frac{\sigma}{E_M} + \frac{\sigma}{\eta_M} \cdot \left\{ [a_0 \Delta \sigma]^{b_0(t-t^*)} \right\} t + \frac{\sigma}{E_K} (1 - e^{-\frac{E_K t}{\eta_K}}) & (t \geq t^*) \end{aligned} \right\} \quad (5)$$

式中:  $t^*$  为底板煤岩由匀速变形改变为加速流变的临界时刻;  $\varepsilon$  为底板煤岩的总应变;  $E_M$ 、 $\eta_M$  及  $E_K$ 、 $\eta_K$  分别为 Maxwell 体、Kelvin 体的弹性模量与黏滞系数;  $a_0$ 、 $b_0$  为岩体参数。其中,  $D$  与  $\Delta \sigma$  和  $t$  呈指数关系, 可表示为

$$D = 1 - (a_0 \Delta \sigma)^{-b_0(t-t^*)} \quad (6)$$

当底板岩体参数及煤层推进速度相同时, 随深部开采的  $\sigma$  增加,  $D$  不断增加, 从而导致流变扰动程度加剧。当  $t < t^*$  时, 底板煤岩体变形处于初期的衰减及匀速变形阶段, 随  $\sigma$  增加,  $\varepsilon$  呈线性增长; 当  $t \geq t^*$  时, 底板卸荷煤岩体处于加速流变阶段,  $\varepsilon$  随  $\Delta \sigma$  的增加呈指数增长。故与浅部开采相比, 深部开采底板煤岩体的流变扰动损伤程度更严重, 且随  $t$  延长, 卸荷累积损伤逐渐演变为宏观破坏, 而造成底板裂隙贯通。

结合邓华锋等<sup>[26]</sup>所开展三轴卸荷试验可知,  $v$  相同时, 岩样随孔隙水压力增大破坏程度加剧;  $v$  越大, 岩样越破碎, 且卸荷破坏后岩样内部的张性裂纹和次生裂纹随孔隙水压增加不断增多。因此, 在深部底板含水层压力及应力卸荷共同作用下, 若  $t$  较短, 则  $v$  增加并造成岩体损伤破坏加剧; 若  $t$  达到底板岩体的加速流变阶段, 则底板裂隙将扩展贯通并产生宏观破坏。

#### 4 深部底板卸荷损伤的强扰动特征

为进一步研究深部开采后底板岩体的卸荷幅度和变形破坏程度, 并基于前述卸荷损伤理论分析其强扰动特征, 结合赵固一矿西二盘区深部开采地质及工程技术条件建立了三维离散元数值模型 (3 dimensional distinct element code, 3DEC), 次生节理自动生成。

为对比分析浅深部的差异性, 在模型顶部分别施加不同的均布载荷以模拟采深  $H$  分别为 300、700、1 100、1 500 m 4 种深度应力环境。同时, 根据煤系地层地应力分布及其深度特征<sup>[2, 27-28]</sup>, 随采深增加,  $\sigma_1$  与  $\sigma_3$  比值渐趋于 1, 结合西二盘区地应力测试结果, 对模型施加静水压力约束其侧边界, 固定底边界, 即模型开采前围压  $\sigma_x = \sigma_y = \sigma_z = \gamma H$ ,  $\gamma$  为上覆岩层的平均体积力, 取 27 kN/m<sup>3</sup>, 围岩本构关系采用 Mohr-Coulomb 强度理论, 计算模型示意图如图 3 所示<sup>[29]</sup>。在图 3(a)中的应力空间 ( $\sigma_1$ ,  $\sigma_3$ ) 内由  $A$  点到  $B$  点的压剪破坏准则  $f_s = 0$  的包络线可表示为

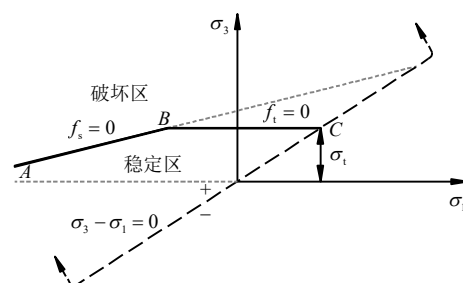
$$f_s = \sigma_1 - \sigma_3 N_\varphi + 2c\sqrt{N_\varphi} \quad (7)$$

式中:  $N_\varphi = (1 + \sin \varphi) / (1 - \sin \varphi)$ ;  $\varphi$ 、 $c$  分别为岩体的内摩擦角、黏聚力。

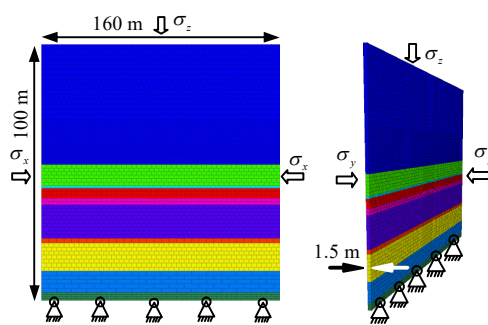
而当岩体处于  $B$  点到  $C$  点时将产生拉破坏, 其拉伸破坏准则  $f_t = 0$  的包络线, 可表示为

$$f_t = \sigma_3 - \sigma_t \quad (8)$$

式中:  $\sigma_t$  为岩体的抗拉强度。



(a) 力学模型



(b) 几何模型

图 3 3DEC 计算模型示意图

Fig.3 Schematic of 3DEC calculating model

当岩体应力满足式 (7) 时, 在 ( $\sigma_1$ ,  $\sigma_3$ ) 内的包络线及其以上区域形成压剪破坏区, 并产生流动变形, 其流动变形函数及塑性流动准则  $g_s$  分别为

$$S_1 = \alpha_1 - \alpha_2 N_\psi, S_3 = -\alpha_1 N_\psi + \alpha_2 \quad (9)$$

$$g_s = \sigma_3 - \sigma_1 N_\psi \quad (10)$$

式中： $S_1$ 、 $S_3$  分别为  $\sigma_1$ 、 $\sigma_3$  的流动变形函数； $N_\psi = (1 + \sin \psi) / (1 - \sin \psi)$ ， $\psi$  为岩体的剪胀角； $\alpha_1$ 、 $\alpha_2$  为材料常数， $\alpha_1 = K + (4G/3)$ ， $\alpha_2 = K - (2G/3)$ ， $K$ 、 $G$  分别为岩体的体积模量和剪切模量。

若岩体产生拉伸破坏，则无流动变形发生。

煤层开采卸荷后，若底板围岩的  $\sigma_1$ 、 $\sigma_3$  卸荷稳定后仍为弹性状态，则仅发生弹性变形，由式 (1) 可确定其  $\Delta\sigma$  与  $\xi$ 。若卸荷起点满足在  $(\sigma_1, \sigma_3)$  内  $f_s \geq 0$ ，且卸荷稳定后的底板岩体仍受压应力作用，则底板岩体产生压剪破坏和塑性流动变形，压剪应力峰值与卸荷稳定后的应力差导致  $\Delta\sigma$  与  $\xi$  的形成，结合式 (5)、(6) 可知，底板将产生流变扰动。若卸荷稳定后  $f_t \geq 0$ ，则在底板岩体卸荷过程中已发生压剪破坏及流变扰动，压剪应力峰值与卸荷稳定后的拉应力差值共同作用形成了  $\Delta\sigma$  与  $\xi$ 。同时，根据式 (2)、(3)，在  $\Delta\sigma$  和  $\xi$  作用下，底板岩体的  $\Delta\delta$  及  $k$  发生同步变化。

受计算机计算能力及内存限制，依据二维相似模型暂忽略采动围岩倾向垮落及卸荷影响，仅沿煤层倾向建宽为 1.5 m 的数值模型，模型走向长为 160 m，高为 100 m，几何模型见图 3(b)。开采时，在模型边界留设宽为 40 m 的煤柱以消除边界影响，每开采 4 m 为一循环，循环开挖直至基本顶结构失稳产生动力扰动为止。

#### 4.1 工程地质

西二盘区 12041 工作面采用走向长壁倾斜分层开采近水平二<sub>1</sub>煤层，顶分层采厚为 3.5 m，工作面两侧为实体煤，埋深约为 700 m，基岩厚约为 75 m；底板 L<sub>8</sub> 灰岩局部岩溶发育，上距煤层底板平均为 28.7 m，水压最大达 6.0 MPa。根据 12041 工作面综合柱状图及顶底板探查钻孔特征，结合顶底板物理力学测试<sup>[30-31]</sup>，确定煤层顶底板物理力学参数见表 2。采用强度折减并应用 Hook-Brown 准则弱化岩体及节理物理力学参数。

#### 4.2 深部开采底板应力卸荷量特征

不同采深时，基本顶失稳扰动后，其采动围岩垂直应力分布明显不同，且底板岩体形成了明显的卸荷扰动区域，如图 4 所示。由图可知，采场超前支承压力及采场底板卸荷区范围随采深增加均明显扩大。采深为 300 m 时， $\sigma_1$  峰值仅为 68.3 MPa；但当采深增加至 1 100 m 时， $\sigma_1$  峰值升高至 143.9 MPa，较采深 300 m 时提高了 1.1 倍，峰值应力增加了

表 2 煤层顶底板物理力学参数  
Table 2 Physical mechanical parameters of coal roof and floor

岩层名称	厚度 / m	重度 / (kN/m <sup>3</sup> )	摩擦角 / (°)	弹性模量 / GPa	抗拉强度 / MPa	泊松比
松散黏土	567.78	21	25		0.16	0.30
中砂岩	6.50	28	31	17.0	5.10	0.24
砂质泥岩	56.40	26	36	14.1	3.45	0.21
大占砂岩	8.36	28	30	8.8	6.10	0.20
砂质泥岩	1.40	27	38	4.8	1.02	0.19
泥岩	0~0.50	27	38	4.8	1.02	0.19
二 <sub>1</sub> 煤	6.20	14	28	1.9	0.93	0.24
砂质泥岩	13.80	26	36	14.1	3.45	0.21
L <sub>9</sub> 灰岩	1.90	26	42	39.2	11.80	0.29
砂质泥岩	11.10	26	36	14.1	3.45	0.21
L <sub>8</sub> 灰岩	8.50	26	42	39.2	11.80	0.29

75.6 MPa，比两者的原岩应力差值 20 MPa 提高了 2.8 倍。同时，受支承压力的传递作用影响，采动底板岩体应力的卸荷起点随之提高，并可进一步影响底板岩体的卸荷幅度及卸荷扰动范围。如采场 300 m 时底板的卸荷扰动深度仅扰动至砂质泥岩层，而采深增加到 1 100 m 时却已到底板 L<sub>8</sub> 灰岩的下部层界。

同时，为分析沿煤层走向及垂向采场及采空区底板岩体的卸荷特征，在距煤壁 2 m 处的采场底板垂向 30 m 以浅区域设置了测线监测  $\sigma_1$ 、 $\sigma_3$  应力变化。由于实体煤底板岩体不断扰动采场底板，在底板岩体的挤压、错动及回转影响下使得  $\sigma_3$  不断调整变化，仅对其卸荷起点较大的分段进行分析；获得了基本顶失稳扰动后底板岩体的卸荷起点应力特征，如图 5 所示。据图可知，采场底板深部应力的卸荷起点随采深增加不断增高。当采深小于 1 100 m 时， $\sigma_1$ 、 $\sigma_3$  的卸荷起点峰值分别在底板表面、底板以深 2 m 处；当采深为 1 500 m 时，底板浅部岩体已破坏，其卸荷起点峰值向底板深部转移，均位于底板以深 5 m 处。当采深为 300 m 时，底板表面  $\sigma_1$  卸荷起点应力仅为 25.2 MPa，而采深 1 100 m 时增高到了 106.0 MPa，增高了 3.2 倍。同时，采深越大， $\sigma_1$  卸荷起点与原岩应力相比的应力增量越大；采场底板以深 30 m 处，相邻深度采深的应力增量值最小，分别达到了 1.7、6.8、7.7、11.4 MPa； $\sigma_3$  与  $\sigma_1$  的卸荷起点规律一致，其不同之处在于  $\sigma_3$  的卸荷起点峰值及卸荷幅度较  $\sigma_1$  小。根据图 5(c)， $\sigma_3$  与  $\sigma_1$  卸荷起点的比值随距采场底板距离增大不断增加，并逐渐接近 1，即越远离采场底板，卸荷对底板的扰动程度越小，直至无扰动影响形成应力再平衡效应；但采深大于 700 m 时，卸荷作用对底板的扰动深度增加， $\sigma_1$  与  $\sigma_3$  卸荷起点的比值增加速率较浅部缓慢。



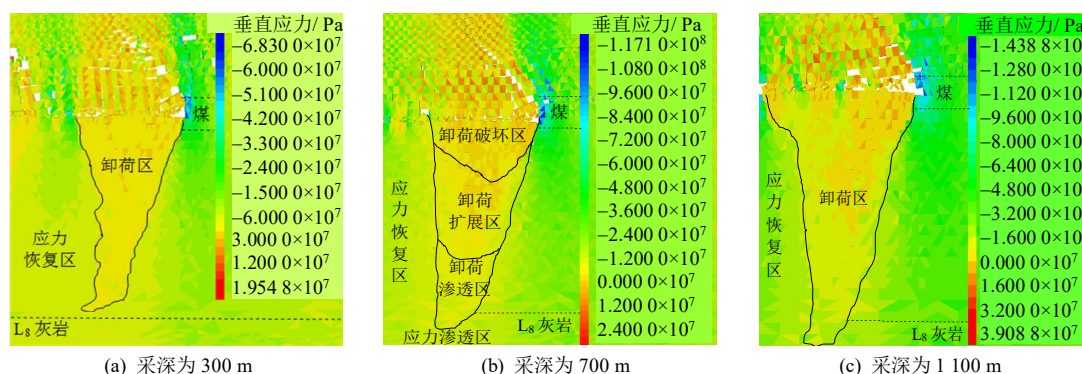
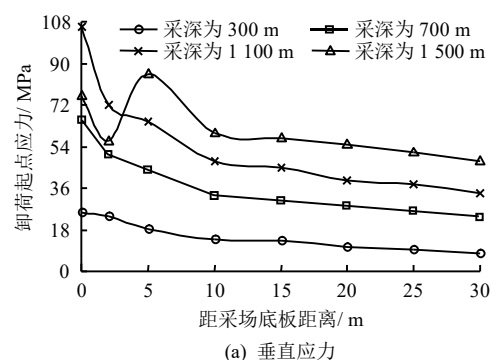
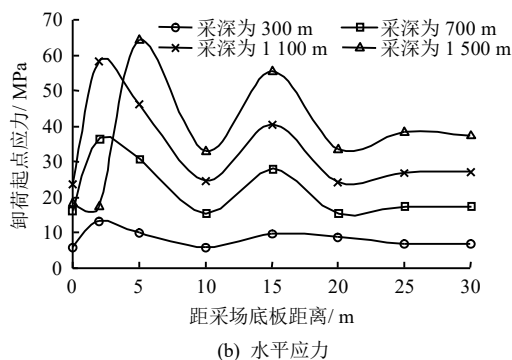


图4 不同采深下采动围岩垂直应力分布及卸荷云图

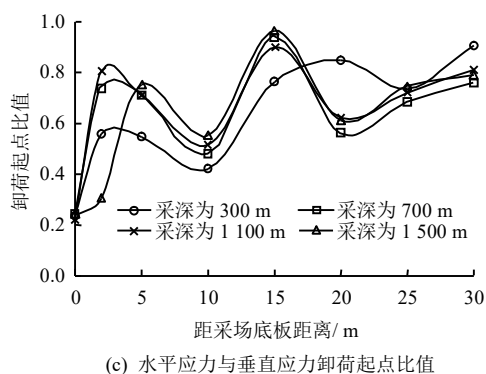
Fig.4 Vertical stress distributions of surrounding rock and unloading sketch in different depths of coal mines



(a) 垂直应力



(b) 水平应力

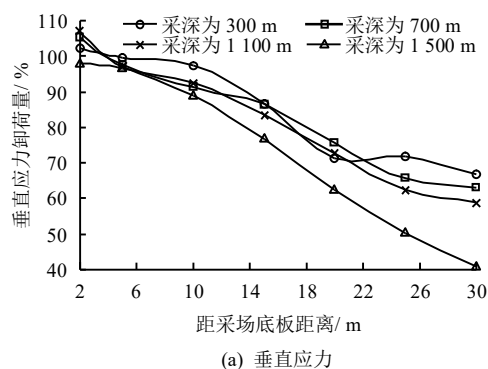


(c) 水平应力与垂直应力卸荷起点比值

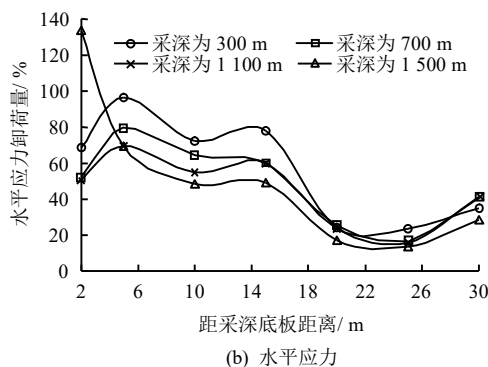
图5 不同采深下采场底板岩体卸荷起点应力特征曲线  
Fig.5 Unloading starting points characteristic curves of floor rock mass at different mining depths

由于开采时,模型中采场底板表面测点被挖掉并表现为未卸荷,测点失效,而图4可清晰表明底板表面岩体卸荷破坏最严重,其并不影响底板的整

体卸荷量规律,故根据式(1)处理获得了底板为2 m以深岩体的卸荷量特征曲线,见图6。



(a) 垂直应力



(b) 水平应力

图6 不同采深下底板应力卸荷量特征曲线

Fig.6 Unloading percentage characteristic curves of floor stress at different mining depths

不同于卸荷起点应力特征曲线,底板岩体卸荷量随采深增加却逐渐降低,但其 $\Delta\sigma$ 不断增加,且随距采场底板距离增大,不同采深的 $\sigma_3$ 卸荷量差值减小。而采深一定时,随距采场底板距离增大, $\xi$ 不断降低,但 $\sigma_1$ 与 $\sigma_3$ 卸荷量差值增加。结合式(1)知,采深越大, $\sigma$ 增高,而 $\Delta\sigma$ 的增加幅度小于 $\sigma$ ,故造成 $\xi$ 降低;但依据式(6), $D$ 随 $\Delta\sigma$ 增加而增加,因此采深增加后虽然 $\xi$ 降低,但其流变扰动破坏程度并未降低,反而随 $\Delta\sigma$ 增加破坏程度进一步

加剧。同时, 采深为 1 500 m 时,  $\sigma_1$  的最小卸荷量达 40.8%, 而  $\sigma_3$  仅 13.7%, 两者差值为 27.1%; 而向底板深部 20 m 以深时, 不同采深下  $\sigma_3$  卸荷量的最大相差仅 13.2%,  $\sigma_3$  较  $\sigma_1$  对底板卸荷的影响小, 故下文将以  $\sigma_1$  为重点研究底板岩体卸荷的扰动危险性。

### 4.3 深部开采底板岩体卸荷时效特征

开采卸荷后, 提取了不同采深测线的底板  $\sigma$  及  $\sigma'$  及其卸荷时刻, 根据式 (4), 统计处理并获得了底板岩体的卸荷时效特征曲线图 7。

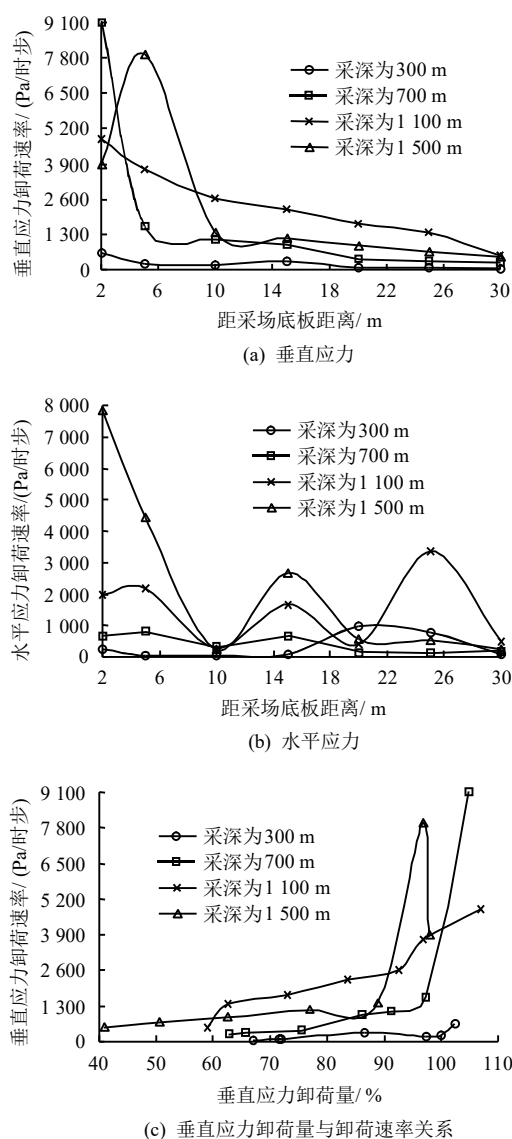


图 7 不同采深下底板岩体卸荷速率特征曲线

Fig.7 Unloading rate characteristic curves of floor rock mass at different mining depths

由图 7 知, 当采深小于 1 100 m 时, 采深越大, 卸荷速率  $v$  越高; 在高围压作用下采深至 1 500 m 后,  $v$  降低。 $v$  的最大值均位于底板浅部, 采深为 300 m 时, 底板浅部  $v$  最大仅 627.6 Pa/时步; 但采

深为 1 100 m 时  $v$  最大增加到了 9 084.9 Pa/时步, 增高了 13.5 倍, 远远高于浅部开采。故底板岩体卸荷变形至加速流变的时间随采深增加而减少, 结合式 (5) 可知深部开采底板岩体更易产生非线性突变增加的流变扰动。而采深一定时, 越向底板深部,  $v$  越小; 但不同采深间  $v$  差异仍很大, 如采深为 1 100 m 底板以深 30 m 处  $v$  可 10.4 倍于采深 300 m。同时,  $v$  随  $\sigma_1$  的卸荷量  $\xi_1$  增高呈非线性增长,  $\xi_1$  越高,  $v$  越快; 且  $v$  随采深增加的增加速度不断加快; 当  $\xi_1$  增高至某值时,  $v$  将骤然突变,  $v$  突变时采深为 700、1 500 m 的  $\xi_1$  分别为 97.3%、88.8%,  $v$  在突变点处的  $\xi_1$  随采深增加而降低。故与浅部开采相比, 深部开采较小  $v$  便可导致底板岩体产生较强的扰动。

### 4.4 深部开采底板岩体位移特征

提取处理了不同采深时测线内各测点卸荷稳定后的最大位移量, 得到了  $\xi_1$  与垂直位移关系图 8。

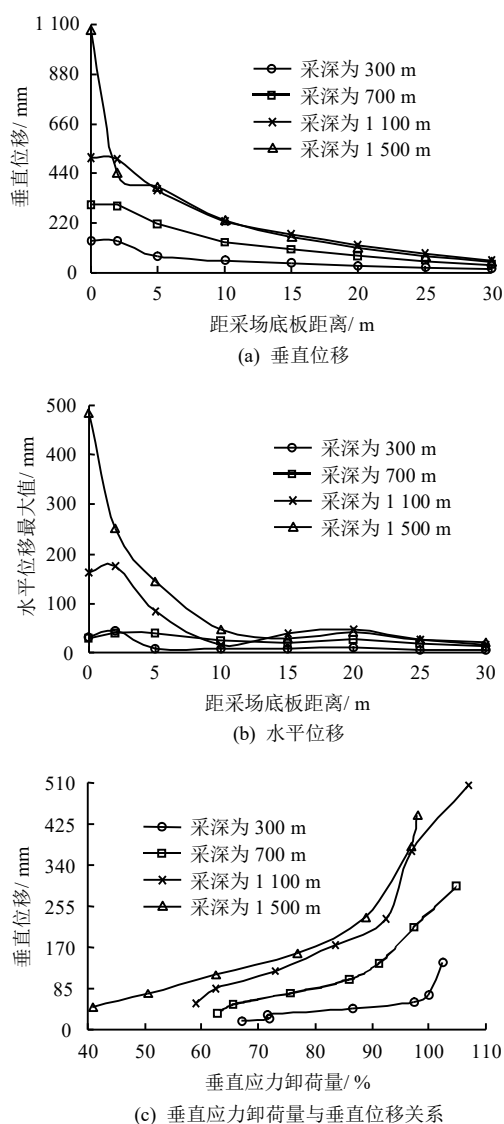


图 8 不同采深下采场底板位移曲线

Fig.8 Displacement curves of floor at different mining depths

根据图 8 可知, 采深越大, 底板卸荷后岩体位移越大, 且越向底板深部不同采深间的位移差异越小。采深为 300 m 的垂直、水平最大位移量分别为 142.2、45.7 mm, 而当采深增加至 1 500 m 后, 其垂直、水平最大位移量却分别增加至 1 076.5 mm、485.0 mm, 分别增加了 6.6 倍、9.6 倍; 在底板以深 30 m 时差异最小, 但采深为 1 500 m 时仍高于采深为 300 m 时约 1.8 倍、2.9 倍。故随采深不断增加, 卸荷导致的扰动程度越强, 越易导致岩体及裂隙变形扩展。同时, 底板垂直位移随  $\xi_1$  增加而增加, 当  $\xi_1$  增加至某值后位移将突变增加; 且与浅部开采相比, 深部开采底板位移突变点处的  $\xi_1$  较小。如采深为 700 m 以深时位移突变时的  $\xi_1$  介于 88.8%~92.6%, 但采深为 300 m 时其可达 99.9%, 浅部开采较 700 m 以深的深部开采可高 7.3%~11.1%。故与浅部开采相比, 较小的卸荷量便足以造成深部开采底板产生较严重的变形破坏, 深部开采底板岩体的卸荷破坏一定程度上可通过其卸荷量衡量分析。

## 5 深部底板卸荷损伤扰动危险性分析

由前述知, 深部采场底板的  $\xi$ 、 $D$  在一定程度上影响着其岩体变形破坏和裂隙扩展, 基于此分析底板扰动的突水危险性, 可为深部安全开采提供指导。

### 5.1 底板卸荷岩体质量评价

深部开采卸荷后, 底板岩体损伤劣化导致其质量变化, 根据损伤因子  $D$  及应变等价概念可得<sup>[32]</sup>

$$D = 1 - (E / E_0) \quad (11)$$

式中:  $E_0$ 、 $E$  分别为卸荷起点、卸荷过程中的变形模量。

根据三轴卸荷试验, 对  $\xi$  与  $E_0$  及  $E$  的数据拟合可得出其关系式为<sup>[33]</sup>

$$E = E_0(1 - a\xi^b) \quad (12)$$

式中:  $a$ 、 $b$  为拟合参数, 可通过试验确定。

将式 (12) 代入式 (11), 可简化为

$$D = a\xi^b \quad (13)$$

因此,  $D$  与  $\xi$  呈指数关系,  $D$  随  $\xi$  增加而不断增长, 结合前述分析, 采深增加, 底板岩体的卸荷损伤和质量劣化程度将加剧。

而岩体质量评分值 (RMR) 与  $E$  的关系可结合经验公式<sup>[24]</sup>求出。

$$RMR = 40 \lg E + 10 \quad (14)$$

因此,  $\xi$  变化, 底板岩体质量将同步变化; 联立式 (12) 可知,  $\xi$  越大,  $E$  及 RMR 值越小, 岩

体劣化越严重。且可与式 (13) 联合, 以  $\xi$  为主划分底板卸荷扰动分区, 从而评价底板的扰动危险性。

### 5.2 深部开采底板卸荷损伤扰动危险性分析

根据图 4, 仅底板浅部岩体卸荷至拉应力, 且现场破坏最严重区域也是浅部拉破坏地段。但突水决定于底板深部岩体的破坏和裂隙扩展程度, 为此本文仅研究底板岩体应力卸荷至零的扰动危险性。

底板采动应力分布如图 9 所示, 卸荷作用导致岩体变形差异而承受一与卸荷面垂直的拉应力  $T$ <sup>[34]</sup>, 或可视为应力增高后的岩体承受一反向的  $T$ <sup>[24]</sup>。

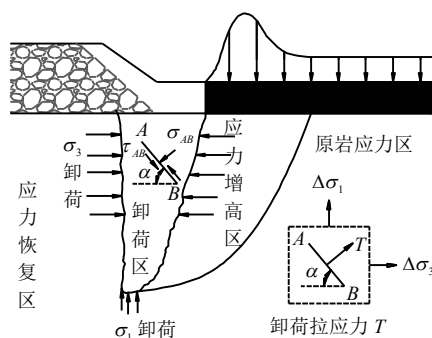


图 9 底板裂隙岩体卸荷破坏机制图  
Fig.9 Unloading failure mechanism of floor crack rock mass

设  $\alpha$  为底板岩体内裂隙面  $AB$  与  $\sigma_3$  的夹角, 底板卸荷后其  $\sigma_1$  和  $\sigma_3$  分别降低至  $\sigma_1 - \Delta\sigma_1$ 、 $\sigma_3 - \Delta\sigma_3$ ,  $\xi_3$  为  $\sigma_3$  的卸荷量, 则作用于  $AB$  面的法向应力  $\sigma_{AB}$  和剪应力  $\tau_{AB}$  与底板卸荷后的围岩应力关系式为<sup>[34]</sup>

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{AB} &= (\sigma_1 - \Delta\sigma_1) \cos^2 \alpha + (\sigma_3 - \Delta\sigma_3) \sin^2 \alpha \\ \tau_{AB} &= \frac{(\sigma_1 - \Delta\sigma_1) - (\sigma_3 - \Delta\sigma_3)}{2} \sin 2\alpha \end{aligned} \right\} \quad (15)$$

因此, 当卸荷产生的  $T > \sigma_{AB}$  时, 底板岩体内裂隙将扩展破裂。  $T$  按  $\sigma_1$  和  $\sigma_3$  的卸荷应力  $\Delta\sigma_1$  和  $\Delta\sigma_3$  在  $AB$  面产生的法向应力计算, 但其方向与  $\sigma_{AB}$  相反。同时, 根据式 (1) 可得  $\Delta\sigma_1 = \xi_1 \sigma_1$ 、 $\Delta\sigma_3 = \xi_3 \sigma_3$ , 将  $T > \sigma_{AB}$  代入式 (15), 可推导出底板岩体卸荷的扩展破坏条件为

$$\xi_1 \cos^2 \alpha > \frac{1}{2} \cdot \frac{\sigma_3}{\sigma_1} (1 - 2\xi_3) \sin^2 \alpha + \frac{1}{2} \cos^2 \alpha \quad (16)$$

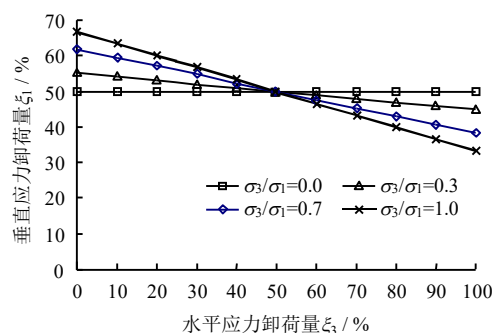
将式 (13) 代入式 (16), 可得底板岩体破坏与卸荷损伤因子  $D$  的关系式为

$$\left( \frac{D_1}{a_1} \right)^{\frac{1}{b_1}} \cos^2 \alpha > \frac{1}{2} \cdot \frac{\sigma_3}{\sigma_1} \left[ 1 - 2 \left( \frac{D_3}{a_3} \right)^{\frac{1}{b_3}} \right] \sin^2 \alpha + \frac{1}{2} \cos^2 \alpha \quad (17)$$

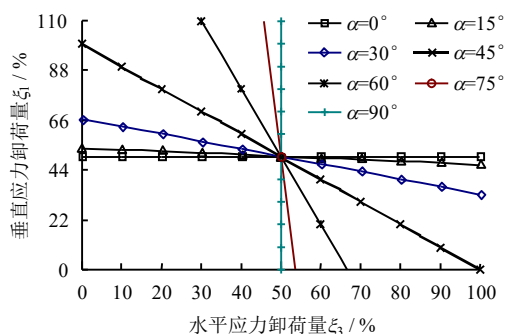


式中： $a_1$ 和 $b_1$ 、 $a_3$ 和 $b_3$ 分别为 $\sigma_1$ 、 $\sigma_3$ 卸荷试验的拟合参数； $D_1$ 、 $D_3$ 分别为 $\sigma_1$ 和 $\sigma_3$ 的卸荷损伤因子。

根据式(16)、(17)， $\alpha$ 一定时，底板裂隙扩展破裂则取决于 $\xi$ 、 $D$ 及 $\sigma_3/\sigma_1$ 比值。而由图 5(c)知，底板卸荷区内 $\sigma_3/\sigma_1$ 比值恒大于 0 而小于 1；而在底板卸荷区边缘 $\sigma_3/\sigma_1=1$ ，则由其可确定卸荷扰动的最大临界深度。为分析 $\xi_1$ 、 $\xi_3$ 与底板卸荷破坏的关系，取 $\alpha=30^\circ$ 、 $\sigma_3/\sigma_1=1$ 代入式(16)得到了卸荷破坏时 $\xi_1$ 与 $\xi_3$ 的关系图 10。



(a)  $\alpha=30^\circ$



(b)  $\sigma_3/\sigma_1=1$

图 10 底板岩体卸荷破坏特征关系

Fig.10 Unloading failure characteristic of floor rock mass

根据图 10，当 $\alpha=30^\circ$ 时，底板岩体扩展破坏的 $\xi$ 随 $\sigma_3/\sigma_1$ 增加而增加；若 $\xi_3$ 增高，则较小的 $\xi_1$ 即可使岩体破坏。而当 $\sigma_3/\sigma_1=1$ 时， $\alpha$ 越大，岩体扩展破坏时 $\xi$ 越高，故煤系地层水平或小角度层理、节理发育更易满足底板岩体的卸荷破坏条件。同时， $\xi_3$ 增高或 $\sigma_3/\sigma_1$ 比值降低，将更易导致底板裂隙的扩展破裂和卸荷破坏；但深部开采底板深部 $\sigma_3$ 较大可降低卸荷裂隙的扩展破裂程度。因此，当岩体 $\xi_1$ 、 $\xi_3$ 与 $\alpha$ 、 $\sigma_3/\sigma_1$ 满足卸荷破坏条件时，底板裂隙将不断扩展贯通，据此可确定底板突水通道在卸荷区的沟通深度和突水危险性。

结合式(16)可知，当 $\alpha=0$ 或 $\alpha=90^\circ$ 时，底板岩体扩展破坏需 $\xi_1$ 应大于 1/2 或 $\xi_3$ 大于 1/2，而若 $\xi_1$ 大于 1/2， $\xi_3$ 较小即可满足卸荷破坏条件。由

前述知， $\sigma_3$ 对底板深部卸荷的影响程度远小于 $\sigma_1$ ，故本文以 $\sigma_1$ 的卸荷作用重点研究底板的卸荷破坏特征，划分底板卸荷扩展区时将 $\xi_1=1/2$ 定为底板深部裂隙贯通的临界线。结合式(3)，若 $0<\xi_1\leq 1/2$ ，卸荷导致 $k$ 增高，且 $\xi_1$ 越大， $k$ 越高，但由于 $\xi_1<1/2$ 卸荷不足以使底板深部裂隙完全沟通，故定义其为卸荷渗透区。当 $\xi_1>1$ 时，该区域岩体卸荷至拉应力，底板裂隙已完全贯通，主要为底板浅部拉破坏岩体，定义为卸荷破坏区。因此，根据高承压水上底板卸荷量分布及应力渗透的扰动特征，可将底板岩体自浅部向深部依次划分为卸荷破坏区、卸荷扩展区、卸荷渗透区及应力渗透区，详见表 3 所示。

表 3 采场底板卸荷扰动分区

Table 3 Unloading disturbance partitioning of floor

分区标准	$\xi_1 > 1$	$1 \geq \xi_1 > 1/2$	$1/2 \geq \xi_1 > 0$	$\xi_1 = 0$
分区名称	卸荷破坏区	卸荷扩展区	卸荷渗透区	应力渗透区

结合图 10 可知，若 $\xi_3<1/2$ ，则 $\xi_1>1/2$ 才可致卸荷破坏；且 $\xi_1$ 一定时， $\sigma_3/\sigma_1$ 及 $\alpha$ 越小，底板卸荷破坏所需 $\xi_3$ 越小，故深部开采时卸荷扩展区可能因 $\xi_3$ 增高造成 $\xi_1$ 的下限标准低于 1/2，并导致该区范围及深度增加。故现场需动态分析局部地段 $\xi_1$ 、 $\xi_3$ ，以避免 $\xi_3$ 升高使得卸荷扩展区深度大于隔水层厚度造成突水事故。

根据赵固一矿实际，结合采深为 700 m 的卸荷云图及 $\xi_1$ 分布，其扰动分区划分如图 4(b)所示。现场应结合变形监测、钻孔窥视及取芯评价、工程类比，与数值计算综合分析获得底板卸荷岩体的 $\xi$ 、 $D$ 与 RMR 值并估算其最大临界深度以划分扰动分区。同时，根据室内卸荷试验，结合式(2)、(3)可得 $\Delta\delta$ 、 $k$ 与 $\xi$ 的关系；当卸荷渗透区 $\xi$ 可致 $k$ 突变增加时，若底板深部应力渗透区同卸荷渗透区重合或连通，则极易因卸荷渗透及应力渗透作用诱发突水事故。在突水初期，承压水压力不断向底板浅部裂隙挤入扩展仅形成少量初始渗透水量；受卸荷时效影响，当底板隔水层厚度内岩体卸荷损伤破坏足以导致岩体失稳突变后将迅速形成突水峰值，继续卸荷底板深部围压及水压降低后则水量稳定。

### 5.3 深部开采底板卸荷破坏控制技术

由于底板岩体的扩展破坏条件、卸荷扰动深度及分区划分受控于其 $\sigma$ 、 $\xi$ 与 $v$ ，故可基于底板隔水层岩性和厚度及水压状况，依据 $H$ 、 $\sigma$ 、 $\xi$ 与 $v$ 综合分析底板的突水危险性，以提出相应的卸荷破坏控制技术。

(1) 控制卸荷起点应力: 工作面初采实施顶板预裂措施, 保证支架工作阻力, 使基本顶失稳的动力扰动强度和影响减小; 提高端头支护强度, 应用无煤柱开采或仅留设窄煤柱, 控制底板压力和应力集中; 优化工作面布置, 避免形成孤岛工作面。

(2) 降低卸荷量: 回采前, 实施注浆加固改造, 优化加固工艺, 确保端头卸荷区岩体质量; 回采时动态评估底板岩体质量, 并分析其扰动破坏程度。

(3) 减少卸荷时间: 加快回采速度, 使基本顶提前破断以减少支承压力向底板的传递时间和底板的卸荷作用时间。

(4) 综合评估分析: 回采时, 依据现场支护受力、底鼓变形及压力等监测数据, 评估底板卸荷破坏程度及底板加固的可靠性, 分析其突水危险性。

## 6 结 论

(1) 统计分析不同采深下底板卸荷突水的时间和深度特征, 根据卸荷力学理论研究了深部开采卸荷对底板扰动破坏的影响, 得到了:  $k$  随  $\xi$  增高而不断增大, 并可致  $k$  失稳突变;  $\sigma$  与  $\xi$  越大, 越易致底板岩体流变扰动破坏及裂隙扩展。

(2) 运用离散元数值软件计算获得了底板岩体卸荷损伤的强扰动特征: 深部开采底板  $\sigma$  及  $\Delta\sigma$  随采深增加而增高, 而  $\xi$  减小; 采深越大,  $v$  及位移失稳突变的  $\xi$  越小, 深部开采较小  $\xi$  便可造成底板严重变形破坏。

(3) 根据三轴卸荷试验及  $D$  概念, 推出了  $\xi$  与  $D$  的关系, 获得了底板岩体卸荷的扩展破坏条件, 划分了底板卸荷扰动分区, 分析了其扰动危险性, 并提出了相应的深部开采底板卸荷破坏控制技术。结果表明:  $D$  随  $\xi$  增加而呈指数增长;  $\alpha$  及  $\sigma_3/\sigma_1$  越小, 越易满足底板卸荷的扩展破坏条件。

## 参 考 文 献

- [1] 谢和平. “深部岩体力学与开采理论”研究构想与预期成果展望[J]. 工程科学与技术, 2017, 49(2): 1—16.  
XIE He-ping. Research framework and anticipated results of deep rock mechanics and mining theory[J]. *Advanced Engineering Sciences*, 2017, 49(2): 1—16.
- [2] 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.
- [3] 李化敏, 付凯. 煤矿深部开采面临的主要技术问题及对策[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(4): 468—471.  
LI Hua-min, FU Kai. Some major technical problems and countermeasures for deep mining[J]. *Journal of Mining and Safety Engineering*, 2006, 23(4): 468—471.
- [4] 蓝航, 陈东科, 毛德兵. 我国煤矿深部开采现状及灾害防治分析[J]. 煤炭科学技术, 2016, 44(1): 39—46.  
LAN Hang, CHEN Dong-ke, MAO De-bing. Current status of deep mining and disaster prevention in China[J]. *Coal Science and Technology*, 2016, 44(1): 39—46.
- [5] 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.
- [6] 武强, 张志龙, 张生元. 煤层底板突水评价的新型实用方法 II—脆弱性指数法[J]. 煤炭学报, 2007, 32(11): 1121—1126.  
WU Qiang, ZHANG Zhi-long, ZHANG Sheng-yuan. A new practical methodology of the coal floor water bursting evaluating II: the vulnerable index method[J]. *Journal of China Coal Society*, 2007, 32(11): 1121—1126.
- [7] 张金才, 张玉卓, 刘天泉. 岩体渗流与煤层底板突水[M]. 北京: 地质出版社, 1997: 56—75.  
ZHANG Jin-cai, ZHANG Yu-zhuo, LIU Tian-quan. Rock mass seepage and coal floor inrush[M]. Beijing: Geology Publishing House, 1997: 56—75.
- [8] 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.
- [9] 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: 72—256.  
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: 72—256.
- [10] 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.
- [11] 煤矿安全监察总局. 2010—2012 年全国煤矿重特重大事故案例汇编[M]. [S. l.]: [s. n.], 2013.
- The State Administration of Coal Mine Safety Supervision. The 2010—2012 national coal mine accident case assembly[M]. [S. l.]: [s. n.], 2013.
- [12] 高延法, 章延平, 张慧敏, 等. 底板突水危险性专家系统及应用研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(2): 253—258.
- GAO Yan-fa, ZHANG Yan-ping, ZHANG Hui-min, et al. Research on expert system for risk assessment of water inrush from coal floor and its application[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2009, 28(2): 253—258.
- [13] 李存禄, 郝建, 范吉宏, 等. 完整底板突水机制研究[J]. 煤, 2016, 25(2): 1—4.
- LI Cun-lu, HAO Jian, FAN Ji-hong, et al. Research on complete type floor water inrushing mechanism[J]. **Coal**, 2016, 25(2): 1—4.
- [14] 高延法, 施龙青, 娄华君, 等. 底板突水规律与突水优势面[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1999: 28—56.
- GAO Yan-fa, SHI Long-qing, LOU Hua-jun, et al. Floor water inrush laws and advantages[M]. Xuzhou: China University of Mining & Technology Press, 1999: 28—56.
- [15] 尚亚平, 李国臣, 李洪刚. 快速封堵 81004 工作面奥灰突水[C]//山东煤炭学会 2004 年度优秀学术论文论集. 济南: 济南出版社, 2004: 185—190.
- SHANG Ya-ping, LI Guo-cheng, LI Hong-gang. Fast plugging water inrush of Ordovician limestone in No. 81004 working face[C]//Excellent Academic Proceedings in 2004 of Shandong Institute of Coal. Jinan: Jinan Press, 2004: 185—190.
- [16] 关永强, 李雁军. 梧桐庄矿 182102 首采工作面突水通道分析[J]. 河北煤炭, 2004(1): 29—31.
- GUAN Yong-qiang, LI Yan-jun. Analysis on water irruption feeder of 182102 first mechanized face at Wutongzhuang coal mine[J]. **Hebei Coal**, 2004, (1): 29—31.
- [17] 高琪, 荣向东, 陈旺明, 等. 车集煤矿 2401 综采工作面底板突水机制及控制[J]. 煤炭技术, 2003, 22(3): 42—44.
- GAO Qi, RONG Xiang-dong, CHEN Wang-ming, et al. Floor water inrush mechanism and its control of No. 2401 fully mechanized face in Juji coal mine[J]. **Coal Technology**, 2003, 22(3): 42—44.
- [18] 李春元, 张勇. 深埋薄基岩顶板来压与底板破坏深度关系[J]. 煤炭科学技术, 2016, 44(8): 74—79.
- LI Chun-yuan, ZHANG Yong. Relationship between deep depth and thin base rock roof pressurized and floor failure depth[J]. **Coal Science and Technology**, 2016, 44(8): 74—79.
- [19] 关永强. 九龙矿 15423N 工作面突水机制分析[J]. 煤炭科学技术, 2012, 40(增刊): 105—108.
- GUAN Yong-qiang. Annlysis on water inrush mechanism in No. 15423N coal mining face of Jiulong mine[J]. **Coal Science and Technology**, 2012, 40(Supp.): 105—108.
- [20] 刘再斌, 杨小刚. 基于水量演化特征的煤层底板突水通道识别方法[J]. 煤炭科学技术, 2016, 44(6): 152—158.
- LIU Zai-bin, YANG Xiao-gang. Method to distinguish water inrush channel in seam floor based on water quantity evolution features[J]. **Coal Science and Technology**, 2016, 44(6): 152—158.
- [21] 高春芳. 邯郸矿区大采深高承压水矿井防治水难点及对策[J]. 中国煤炭, 2016, 42(5): 130—134.
- GAO Chun-fang. The difficulties and countermeasures of water inrush prevention of mine with deep mining depth and high pressure water in Handan-Xingtai mine district[J]. **China Coal**, 2016, 42(5): 130—134.
- [22] 李春元. 深部强扰动底板裂隙岩体破裂机制及模型研究[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2018: 1—120.
- LI Chun-yuan. Fracture mechanism and its model of floor rock mass under strong disturbance in deep coal mining[D]. Beijing: China University of Mining & Technology, 2018: 1—120.
- [23] 谢和平, 周宏伟, 刘建锋, 等. 不同开采条件下采动力学行为研究[J]. 煤炭学报, 2011, 36(7): 1067—1074.
- XIE He-ping, ZHOU Hong-wei, LIU Jian-feng, et al. Mining-induced mechanical behavior in coal seams under different mining layouts[J]. **Journal of China Coal Society**, 2011, 36(7): 1067—1074.
- [24] 李建林, 王乐华. 卸荷岩体力学原理与应用[M]. 北京: 科学出版社, 2016: 58—456.
- LI Jian-hua, WANG Yue-hua. Theory of unloading rock mass mechanics and its engineering practice[M]. Beijing: Science Press, 2016: 58—456.
- [25] 梁宁慧, 刘新荣, 艾万民, 等. 裂隙岩体卸荷渗透规律试验研究[J]. 土木工程学报, 2011, 44(1): 88—92.
- LIANG Ning-hui, LIU Xin-rong, AI Wan-min, et al.

- Experiment study on the permeability of fractured rock under unloading[J]. **China Civil Engineering Journal**, 2011, 44(1): 88—92.
- [26] 邓华峰, 王哲, 李建林, 等. 卸荷速率和孔隙水压力对砂岩卸荷特性影响研究[J]. 岩土工程学报, 2017, 39(11): 1976—1983.
- DENG Hua-feng, WANG Zhe, LI Jian-lin, et al. Effect of unloading rate and pore water pressure on mechanical properties of sandstone[J]. **Chinese Journal of Geotechnical Engineering**, 2017, 39(11): 1976—1983.
- [27] 谢和平, 高峰, 鞠杨, 等. 深部开采的定量界定与分析[J]. 煤炭学报, 2015, 40(1): 1—10.
- XIE He-ping, GAO Feng, JU Yang, et al. Quantitative definition and investigation of deep mining[J]. **Journal of China Coal Society**, 2015, 40(1): 1—10.
- [28] 谢和平, 周宏伟, 薛东杰, 等. 煤炭深部开采与极限开采深度的研究与思考[J]. 煤炭学报, 2012, 37(4): 535—542.
- XIE He-ping, ZHOU Hong-wei, XUE Dong-jie, et al. Research and consideration on deep coal mining and critical mining depth[J]. **Journal of China Coal Society**, 2012, 37(4): 535—542.
- [29] Itasca Consulting Group. 3DEC user's manual[R]. Minneapolis, USA: Itasca Consulting Group, 2006.
- [30] 杨子泉. 赵固一矿地应力影响巷道围岩稳定性的力学机制及控制技术研究[D]. 焦作: 河南理工大学, 2012.
- YANG Zi-quan. Research on mechanical mechanism of ground stress effect on roadway surrounding rock stability and controlling technology in Zhaogu No.1 coal mine[D]. Jiaozuo: Henan polytechnic university, 2012.
- [31] 李振华. 薄基岩突水威胁煤层围岩破坏机制及应用研究[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2010.
- LI Zhen-hua. Research on failure mechanism and application of surrounding rock about thin bedrock coal seam with threat of waterinrush[D]. Beijing: China University of Mining & Technology, 2010.
- [32] 刘泉声, 刘恺德, 卢兴利, 等. 高应力下原煤三轴卸荷力学特性研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2014, 33(增2): 3429—3438.
- LIU Quan-sheng, LIU Kai-de, LU Xing-li, et al. Study of mechanical properties of raw coal under high stress with triaxial unloading[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2014, 33(Supp.2): 3429—3438.
- [33] 胡政, 刘佑荣, 武尚, 等. 高地应力区砂岩在卸荷条件下的变形参数劣化试验研究[J]. 岩土力学, 2014, 35(增刊1): 78—84.
- HU Zheng, LIU You-rong, WU Shang, et al. Experimental study of deformation parameters degradation of sandstone in high geostress regions under unloading conditions[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2014, 35(Supp.1): 78—84.
- [34] 黄达, 黄润秋. 卸荷条件下裂隙岩体变形破坏及裂纹扩展演化的物理模型试验[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29(3): 502—512.
- HUANG Da, HUANG Run-qiu. Physical model test on deformation failure and crack propagation evolvement of fissured rocks under unloading[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2010, 29(3): 502—512.
- 能耗及分形特征研究[J]. 兵工学报, 2014, 35(5): 703—710.
- SHI Jin-song, XU Jin-yu, REN Wei-bo, et al. Research on energy absorption and fractal characteristics of concrete after exposure to elevated temperatures under impact loading[J]. **Acta Armamentarii**, 2014, 35(5): 703—710.
- [27] 高常辉, 马芹永. 玄武岩纤维掺砂水泥土压拉强度的试验分析[J]. 科学技术与工程, 2017, 17(2): 262—266.
- GAO Chang-hui, MA Qin-yong. Experiment and analysis on performance of compression and tension strength for basalt fiber-sand reinforced cement soil[J]. **Science Technology and Engineering**, 2017, 17(2): 262—266.

#### 上接 3928 页

- [24] 覃潇, 申爱琴, 郭寅川. 玄武岩纤维沥青胶浆性能试验研究[J]. 建筑材料学报, 2016, 19(4): 659—664.
- QIN Xiao, SHEN Ai-qin, GUO Yin-chuan. Experimental study on road performance of basalt fiber reinforced bitumen mastics[J]. **Journal of Building Materials**, 2016, 19(4): 659—664.
- [25] 李为民, 许金余, 沈刘军, 等. 玄武岩纤维混凝土的动态力学性能[J]. 复合材料学报, 2008, 25(2): 135—142.
- LI Wei-min, XU Jin-yu, SHEN Liu-jun, et al. Dynamic mechanical properties of basalt fiber reinforced concrete using a split Hopkinson pressure bar[J]. **Acta Materiae Compositae Sinica**, 2008, 25(2): 135—142.
- [26] 施劲松, 许金余, 任韦波, 等. 高温后混凝土冲击破碎