

下分层不同层位千米钻孔稳定性研究*

石占山¹, 梁冰², 王岩³, 秦冰²

- (1. 辽宁工程技术大学 矿业学院, 辽宁 阜新 123000;
2. 辽宁工程技术大学 力学与工程学院, 辽宁 阜新 123000;
3. 煤科集团沈阳研究院有限公司, 辽宁 抚顺 113122)

摘要: 抽采钻孔的稳定性影响到抽采工程效果的好坏。采动作用下,位于底板下方不同层位千米钻孔的加卸载路径不同。为得到采动作用对不同层位钻孔稳定性的影响,分析了底板不同层位钻孔加卸载路径。依据该路径,设计十种数值模拟计算方案,对底板钻孔在不同速率加卸载、变速加卸载两种方式下的破坏范围、孔壁位移进行了分析,得到了加卸载结束后各方案对应的塑性区分布范围及加卸载过程中孔壁位移曲线。依据数值计算得到的卸载速率与形变恢复滞后性的关系,建立了考虑卸载速率变化的钻孔周边切应力计算模型。研究表明:加载速率对钻孔周边的破坏范围几乎不产生影响;卸载过程中,钻孔周边破坏范围与初始卸载应力及卸载速率相关,在进行底板顺层抽采钻孔布置时需综合考虑布孔位置处的应力值及卸载速率。

关键词: 特厚煤层; 水平分层开采; 千米钻孔稳定性; 采动底板

中图分类号: TD726 **文献标志码:** A doi: 10.21656/1000-0887.370234

引言

千米定向钻进技术因其自身具有抽采效率高、工程量小等特点^[1],引入煤矿后得到了广泛应用。该技术与特厚煤层分层开采结合具有明显优势,将千米钻孔布置于特厚煤层下分层,钻孔可兼作预抽钻孔与下分层卸压瓦斯抽采钻孔。

千米钻孔的稳定性是保证抽采作用的前提,现阶段针对煤矿瓦斯抽采钻孔稳定性的研究较少,刘春^[2]针对松软煤层瓦斯抽采钻孔进行了理论分析,建立了软煤的钻孔蠕变模型,并采用该模型对钻孔的护孔方法进行了研究。薛飞^[3]以无煤柱煤与瓦斯工程为出发点,基于无煤柱开采矿压分布特征对抽采钻孔的稳定性进行了分析。煤矿工程应用方面,针对钻孔稳定性研究主要从装备技术角度出发,研制了针对不同煤层条件的护孔装备及工艺^[4-6],效果显著。同时,针对钻孔稳定性的基础研究较多,赵阳升等^[7]采用物理模拟结合理论推导的方法研究了高温高压下花岗岩钻孔变形失稳,给出了变形失稳的判定条件。王建钧^[8]研究了水平钻孔的失稳机理并进行了数值模拟分析。马少鹏等^[9]对岩石圆孔结构破坏过程的变形场演化进行了实验研究,给出了钻孔周边裂纹扩展发育规律。此外,与钻孔工程类似的地面钻井及隧道工程方面也对孔的稳定性问题进行了大量研究^[10-15]。

* 收稿日期: 2016-07-25; 修订日期: 2017-06-26

基金项目: 国家重点研发计划(2016YFC0600704;2016YFC0801404)

作者简介: 石占山(1989—),男,博士生(通讯作者。E-mail: shizhanshan@163.com)。

前人对静态载荷作用下钻孔稳定性已有大量研究,而采动引起的动态矿山压力对钻孔稳定性研究方面还存在一定欠缺,因此需对动态作用力条件下的钻孔破坏影响因素进行探讨。

1 工程背景

亭南煤矿 205 工作面是二盘区第二个大采高工作面,所在煤层埋深 610 m,煤层平均厚 19 m,属特厚煤层。煤层倾角 4° ,原煤硬度 f 值为 1.95~2.7,煤质较硬,煤层瓦斯含量 $4.8 \text{ m}^3 \cdot \text{t}^{-1}$ 。由于煤质坚硬不利于顶煤放落,为提高工作面回采率及避免放煤造成的瓦斯超限,采用水平分层开采法对煤层进行回采,上分层设计采高 6 m,下分层设计采高 13 m。上分层回采过程中,下分层卸压瓦斯大量涌入采空区,威胁工作面回采安全,因此设计在下分层布置千米钻孔抽采卸压瓦斯,同时该钻孔可兼做本煤层预抽钻孔,最大程度地发挥作用,图 1 为钻孔布置图。

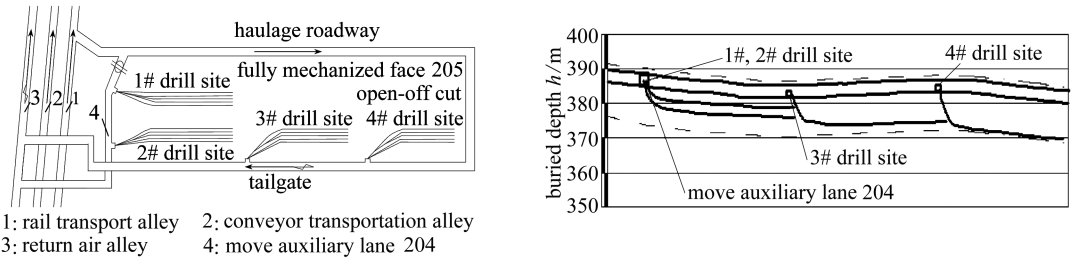


图 1 205 工作面千米钻孔组布置图

Fig. 1 The arrangement plan of kilometer and directional drillings in working face 205

2 下分层千米钻孔加卸载路径分析

2.1 工作面推进过程中钻孔加卸载规律

沿工作面推进方向支承压力分布曲线如图 2 所示,依据应力分布状态可分为应力增高区、应力降低区、原岩应力区^[16],其中 k 为工作面前方应力集中系数, k' 为卸压系数。 γ 为煤层覆岩平均容重, h 为煤层距离地表深度。工作面上方支承压力向底板传递至钻孔上方,钻孔上方应力分布同样分为三区域,此时应力集中系数为 k_1 ,且 $k_1 < k$,钻孔所在位置垂深为 h_1 ,钻孔位置卸压系数为 k'_1 。工作面推进过程中,三区域不断向前推进,钻孔截面受力特征均表现为加载-卸载-加载,如图 3 所示,其中 P 为钻孔上方垂直应力变化曲线, σ 为垂直应力值。

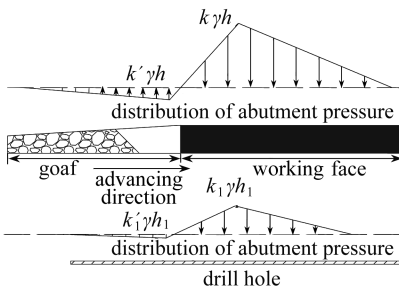


图 2 钻孔上方支承压力分布

Fig. 2 Stress distribution along the drilling

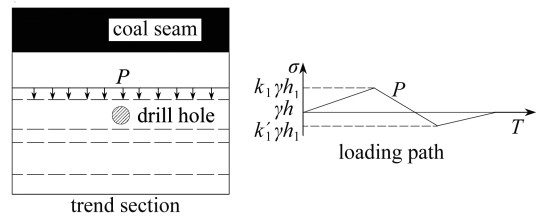


图 3 采动作用下钻孔受力示意图

Fig. 3 Drilling stress paths under the influence of mining

2.2 底板不同层位应力分布规律

假设底板为均质的弹性半无限体,可以建立底板应力计算模型,依据底板应力计算模型得到底板不同深度的应力分布^[17]如图 4 所示,图中给出了距离底板 10,20,30 m 的垂直应力分

布曲线。

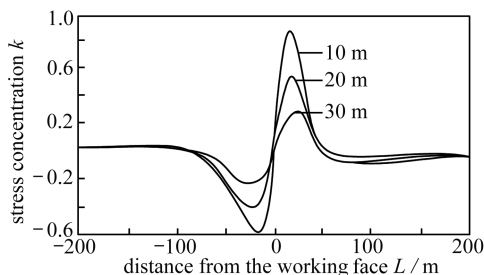


图 4 沿推进方向底板垂直应力增量

Fig. 4 Additional vertical stress distribution along the working face

由图 4 曲线可知下分层不同层位单元体受垂直应力的不同主要体现在应力极值及变化速率的不同,开展下分层不同层位钻孔的稳定性研究,需要考虑下分层钻孔加卸载应力的最大值及加卸载速率.考虑到应力增减变化为非线性,所以将加卸载速率分为匀速及变速两种情况讨论。

3 钻孔加卸载数值模拟

3.1 计算方案

FLAC 采用显式算法来获得模型全部运动方程(包括内变量)的时间步长解,从而可以追踪材料的渐进破坏过程^[18],因此通过调整单位时步内加卸载量可以反映应力加卸载速率,相同时步内应力增加或减小量越大对应加卸载速率越大.加卸载分别给出了 5 种方案(表 1),其中箭头左右两端分别表示加卸载应力的初值和终值,箭头上表示应力增减梯度值.各方案增减一个梯度均对应计算时步相等.模型尺寸为 1 m×1 m×0.5 m.上表面初始作用力为 15 MPa,初始应力场生成后,进行钻孔开挖,孔直径 0.15 m,开挖一次成型,模型再次平衡后对模型上表面进行加卸载.孔顶、底及帮分别设位移监测点。

表 1 钻孔加卸载实验方案

Table 1 The experimental scheme of drilling under loading and unloading

scheme	loading path	scheme	unloading path
1	15 MPa $\xrightarrow{1 \text{ MPa}}$ 30 MPa	6	15 MPa $\xrightarrow{-1 \text{ MPa}}$ 3 MPa
2	15 MPa $\xrightarrow{2 \text{ MPa}}$ 29 MPa $\xrightarrow{1 \text{ MPa}}$ 30 MPa	7	15 MPa $\xrightarrow{-2 \text{ MPa}}$ 3 MPa
3	15 MPa $\xrightarrow{3 \text{ MPa}}$ 30 MPa	8	15 MPa $\xrightarrow{-3 \text{ MPa}}$ 3 MPa
4	15 MPa $\xrightarrow{4 \text{ MPa}}$ 27 MPa $\xrightarrow{3 \text{ MPa}}$ 30 MPa	9	15 MPa $\xrightarrow{-4 \text{ MPa}}$ 3 MPa
5	15 MPa $\xrightarrow{4 \text{ MPa}}$ 27 MPa $\xrightarrow{1 \text{ MPa}}$ 30 MPa	10	15 MPa $\xrightarrow{-3 \text{ MPa}}$ 6 MPa $\xrightarrow{-1 \text{ MPa}}$ 3 MPa

3.2 计算结果分析

方案 1~3、6~9 为匀速加卸载,各方案加卸载速率依次增加,方案 4、5、10 为变速加载。

3.2.1 不同加载速率下钻孔周边塑性区分布

数值模拟对 5 种加载方案进行了分析,篇幅有限此处仅列举其中两种方案,但不影响规律的分析.图 5 为钻孔开挖后初始塑性区分布图,此时模型上表面应力为 15 MPa,在此基础上采用方案 1、4 对模型进行了加载,加载的最终应力值为 30 MPa.对比图 5、图 6,加载应力由 15 MPa 增加至 30 MPa 过程中,塑性破坏的范围逐渐增加,且图 6、图 7 最终破坏范围大致相等.上述结果表明,加载应力值越大,钻孔周边塑性区范围越大,与匀速加载速率和变速加载相关性较小.图例中, shear-p 和 tension-p 表示计算过程中这些单元曾达到屈服面, shear-n 和 ten-

sion-n 表示当前单元正处于屈服面,发生屈服破坏后材料不可能恢复至初始状态,因而此处将各时段屈服单元总和进行比较,不对各时段屈服单元进行详细讨论。

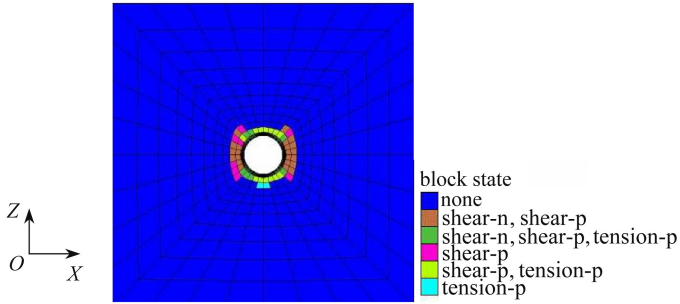


图 5 初始塑性区分布

Fig. 5 The original plastic zone distribution

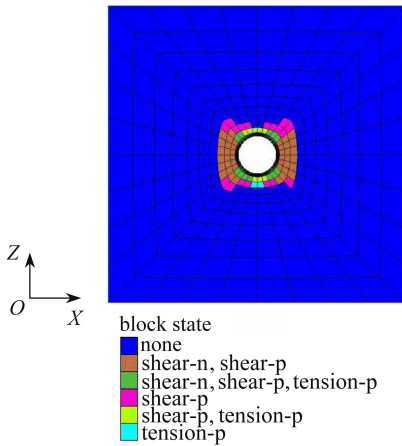


图 6 方案 1 塑性区分布

Fig. 6 The plastic zone distribution of plan 1

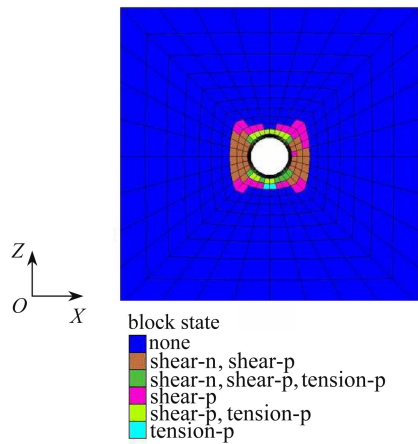


图 7 方案 4 塑性区分布

Fig. 7 The plastic zone distribution of plan 4

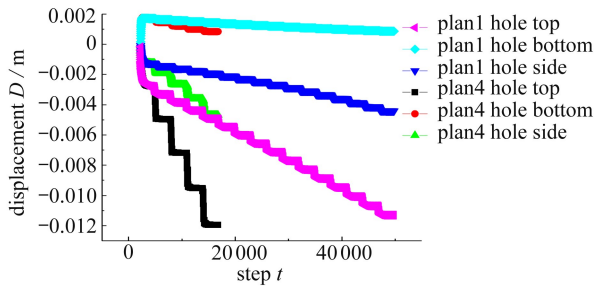


图 8 方案 1 与 4 孔周边位移曲线对比

Fig. 8 Comparison of hole perimeter displacement curves between plans 1 and 4

3.2.2 不同加载速率下钻孔周边位移分析

由图 8 可知,加载过程中,孔顶、底、帮的位移量均增加,钻孔顶、底位移方向为 Z 负方向(图 5),孔顶位移大于孔底。钻孔帮位移方向为 X 负方向,表明加载的过程中钻孔整体下沉,且在孔截面 Z 方向压缩, X 方向扩张,钻孔压扁,加载结束后两方案顶、底及帮的位移值基本相等,加载速率的不同未对孔周边位移量产生较大影响。

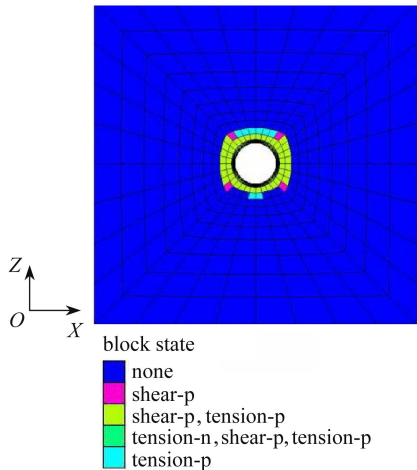


图 9 方案 6 塑性区分布

Fig. 9 The plastic zone distribution of plan 6

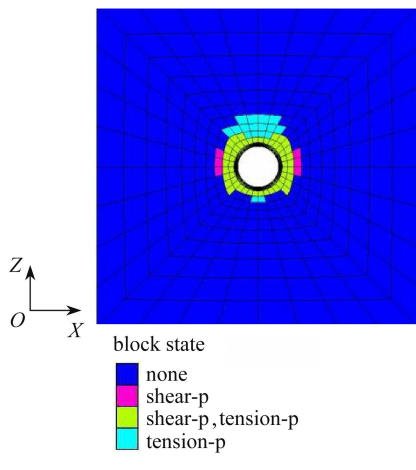


图 10 方案 8 塑性区分布

Fig. 10 The plastic zone distribution of plan 8

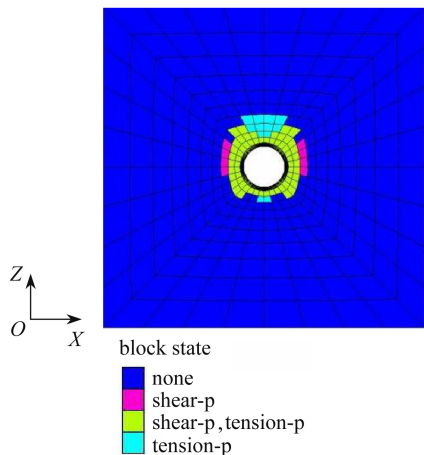


图 11 方案 9 塑性区分布

Fig. 11 The plastic zone distribution of plan 9

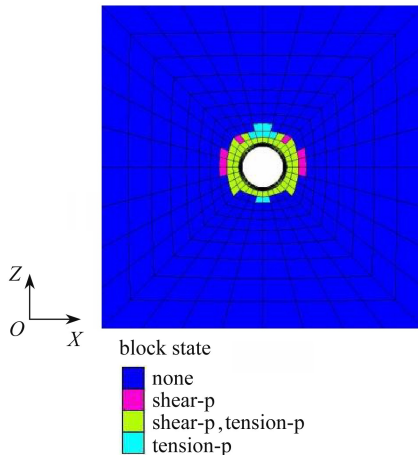


图 12 方案 10 塑性区分布

Fig. 12 The plastic zone distribution of plan 10

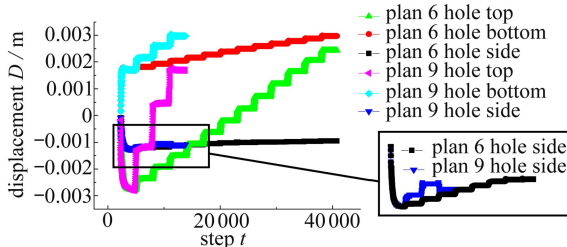


图 13 方案 6 与 9 孔周边位移曲线对比

Fig. 13 Comparison of hole perimeter displacement curves between plans 6 and 9

3.2.3 不同卸载速率下钻孔周边塑性区分布

图 9~12 为方案 6、8、9、10 卸载至 3 MPa 时的塑性区分布状态。对比图 5、图 9，采用 1 MPa 进行卸载时，钻孔塑性区范围未扩大，表明缓慢卸载有利于钻孔的稳定。图 10~12 塑性区范围大于图 9，表明随着卸载速率的增加钻孔塑性区范围增加。图 12 塑性区分布范围小于图 10。由

表 1 可知,方案 10 初始卸载速率与方案 8 相同,后续卸载速率减小,最终破坏范围减小,表明变速率卸载对破坏范围的大小与各段卸载速率大小相关,反映的关系仍是卸载速率与破坏的关系。

3.2.4 不同卸载速率下钻孔周边位移分析

图 13 为方案 6、9 卸载过程中的位移测点变化,卸载过程两方案位移变化规律相同,钻孔顶、底位移方向为 Z 正方向,帮位移方向为 X 正方向,且顶位移大于底位移。因此卸载过程即为钻孔恢复形变的过程,这一过程钻孔整体上升,且孔截面逐渐恢复趋于圆形,对比两方案卸载结束后测点孔帮位移值(局部放大图中孔帮位移曲线)可知,方案 9 孔帮位移恢复较方案 6 小,同一卸载初始应力,卸载速率越大,相同应力值条件下对应的钻孔越扁。

4 卸载速率与钻孔破坏相关性分析

由数值计算结果可知,在加载后圆形钻孔变为椭圆形,对于卸载过程中钻孔破坏的分析,认为钻孔由椭圆形逐渐恢复至圆形,初始卸载阶段钻孔为椭圆形。

一般原岩应力状态下(图 14),椭圆形孔周边切向应力计算公式为

$$\sigma_{\theta} = p_0 \frac{m^2 \sin^2 \theta + 2m \sin^2 \theta - \cos^2 \theta}{\cos^2 \theta + m^2 \sin^2 \theta} + \lambda p_0 \frac{\cos^2 \theta + 2m \cos^2 \theta - m^2 \sin^2 \theta}{\cos^2 \theta + m^2 \sin^2 \theta}, \quad (1)$$

其中, $m = b/a$, a, b 分别为椭圆长半轴长和短半轴长。

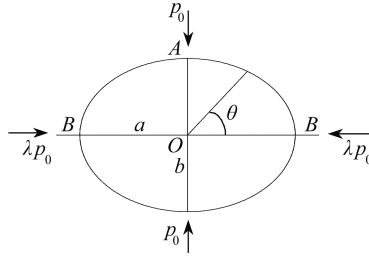


图 14 底板椭圆形孔

Fig. 14 An elliptic hole on the floor

如上述数值模拟边界条件,仅模型上方加载条件下,按弹性力学公式,侧压力系数 $\lambda = \nu/(1 - \nu)$,其中, ν 为 Poisson(泊松)比,其范围为 $(-0.5, 0.5)$,因此 $\lambda < 1$ 。

对于顶点 $A, \theta = 0^\circ, \sin \theta = 0, \cos \theta = 1$, 将其代入式(1)得

$$\sigma_{\theta} = -p_0 + \lambda p_0 (1 + 2m). \quad (2)$$

对于帮中点 $B, \theta = 90^\circ, \sin \theta = 1, \cos \theta = 0$, 将其代入式(1)得

$$\sigma_{\theta} = p_0 \left(1 + \frac{2}{m} \right) - \lambda p_0, \quad (3)$$

其中, $m = b/a, m \neq 0$ 。

前述研究 3.2.4 表明,卸载过程中椭圆钻孔逐渐恢复形变,为使问题简化,假设卸载应力值 p_0 与 m 满足线性关系式,卸载过程中 $p_0 \rightarrow 0, m \rightarrow \beta$,其中 $0 < \beta \leq 1, 0 \leq p_0 < \alpha$ 。其变化规律可用下式表示:

$$m = -\frac{\beta}{\alpha} p_0 + \beta. \quad (4)$$

令 $k = \beta/\alpha > 0$, 式(4)可化为

$$m = -k p_0 + \beta. \quad (5)$$

将式(5)分别代入式(2)、(3)中可得 A, B 处随卸载应力变化的切向应力值

$$A: \sigma_{\theta} = -2k\lambda p_0^2 + (2\lambda\beta + \lambda - 1)p_0; \quad (6)$$

$$B: \sigma_{\theta} = (1 - \lambda)p_0 + \frac{2p_0}{-kp_0 + \beta}. \quad (7)$$

由 3.2.4 小节测点位移分析可知,当卸载速率增加时,由于岩石的黏弹性特征^[18],卸载速率越快恢复形变越小,图 15 为不同卸载速率 v_0, v_1 下,卸载应力与椭圆形变恢复的相互关系。

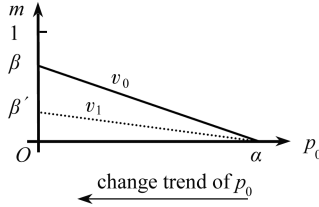


图 15 钻孔载荷与应变关系

Fig. 15 The load vs. strain relation

图 15 中, $v_0 < v_1, \beta' < \beta, k' = \beta'/\alpha, k = \beta/\alpha, k' < k$.由式(6)、(7)可知,当采用快速卸载时顶点 A, B 处随卸载应力变化的切向应力值可表示为

$$A: \sigma_{\theta} = -2k'\lambda p_0^2 + (2\lambda\beta' + \lambda - 1)p_0; \quad (8)$$

$$B: \sigma_{\theta} = (1 - \lambda)p_0 + \frac{2p_0}{-k'p_0 + \beta'}. \quad (9)$$

(i) 顶点 A 位置卸载速率对切应力 σ_{θ} 的影响

依据切应力关于卸载应力的函数关系式(6)、(8)作图.上述函数关系式为一元二次函数,其中式(6)、(8)的对称轴分别为直线

$$p_0 = \frac{2\lambda\beta + \lambda - 1}{4k\lambda} = p, \quad (10)$$

$$p_0 = \frac{2\lambda\beta' + \lambda - 1}{4k'\lambda} = q. \quad (11)$$

顶点纵坐标分别为

$$\frac{(2\lambda\beta + \lambda - 1)^2}{8k\lambda} = r, \quad (12)$$

$$\frac{(2\lambda\beta' + \lambda - 1)^2}{8k'\lambda} = s. \quad (13)$$

由于 $k = \beta/\alpha, k' = \beta'/\alpha$,则 $\alpha = \beta/k = \beta'/k'$.同时 $\beta' < \beta, k' < k$,则 $q < p, s < r$.

由式(12)可知, $\beta \rightarrow 1, k \rightarrow 1/\alpha, r \rightarrow (3\lambda - 1)^2\alpha/(8\lambda)$,因此卸载产生压应力的极限值

$$\sigma_{c \max} = \frac{(3\lambda - 1)^2\alpha}{8\lambda}.$$

随着卸载速率增加, k' 逐渐减小,不同卸载速率下的顶点 A 位置处卸载应力与切应力对应关系曲线如图 16 所示,图 16 中,卸载速率 $v_2 > v_1 > v_0$,以速率 v_0 卸载时,卸载产生的拉应力达到极限值. σ_c, σ_t 分别为围岩单轴抗压、抗拉强度, t_2, t_1, t_0 分别为不同卸载速度下,孔周边产生拉破坏时,需满足的最小初始卸载应力值 $p_{0 \min}$.

钻孔周边径向应力 $\sigma_r = 0$,由图 16 可知,不同初始卸载应力值,对应的孔周边产生拉破坏时所需的最小卸载速率 $v_{t \min}$ 不同;当卸载速率较小时, $\sigma_{c \max} < \sigma_c$ 卸载不产生压坡坏;当 $\sigma_{c \max}$

$\geq \sigma_c$, 随着卸载速率的减小, 孔顶压应力增加. 由图 16 可知, 当卸载初始应力值 $p_0 > p'_0$ 时, 孔顶周边可产生压破坏, 此时 $\beta \rightarrow 1, k \rightarrow 1/\alpha, \sigma_\theta = \sigma_c$, 由式(6)可知

$$p'_0 = \frac{(1 - 3\lambda) - \sqrt{(1 - 3\lambda)^2 - (8/\alpha)\lambda\sigma_c}}{-(4/\alpha)\lambda}. \quad (14)$$

随卸载速率的增加, 孔顶处压应力减小, 孔顶附近范围压应力减小, 压破坏范围逐渐减小, 当卸载速率大于 $v_{1\min}$, 孔顶产生拉破坏, 孔顶附近拉破坏范围增加.

(ii) 帮中点 B 位置卸载速率对切应力 σ_θ 的影响

当 $\lambda < 1$ 时, 由式(3)可知

$$\sigma_\theta = p_0 \left(1 + \frac{2}{m} \right) - \lambda p_0 > 0, \quad (15)$$

故两帮不会出现拉应力. 由式(7)、(9)可得

$$\sigma_\theta = (1 - \lambda)p_0 + \frac{2p_0}{-kp_0 + \beta} = (1 - \lambda)p_0 + \frac{2}{k(-1 + \alpha/p_0)} = x, \quad (16)$$

$$\sigma_\theta = (1 - \lambda)p_0 + \frac{2p_0}{-k'p_0 + \beta'} = (1 - \lambda)p_0 + \frac{2}{k'(-1 + \alpha/p_0)} = y, \quad (17)$$

式中, $\lambda < 1, 0 \leq p_0 < \alpha$, 所以切应力关于卸载应力的函数关系式(16)、(17)为单调增函数, 当 $p_0 \rightarrow \alpha$ 时, $\sigma_\theta \rightarrow \infty$. 由 $k' < k$ 可知 $x < y$.

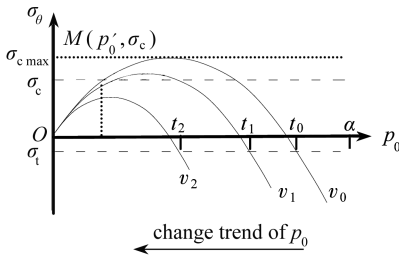


图 16 不同速度卸载载荷与孔顶切应力关系

Fig. 16 The drilling top load vs. shear stress relationship with different unloading rates

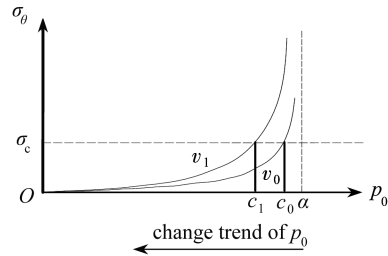


图 17 不同速度卸载载荷与孔帮切应力关系

Fig. 17 The drilling side load vs. shear stress relationship with different unloading rates

图 17 中, 卸载速率 $v_1 > v_0$, σ_c 为围岩抗压强度, c_1, c_0 分别为不同卸载速度下, 孔帮产生压破坏时, 需满足的最小卸载初始应力值 $p_{0\min}$, 相同初始应力条件下, 卸载速率越快, 孔帮附近破坏越大.

图 5 初始塑性区分布表明, 卸载初始时刻, 钻孔顶底已发生拉破坏, 采用 1 MPa 梯度卸载时, 破坏未扩展, 此时卸载速率小于该应力条件下产生拉破坏的临界卸载速率. 同时, 卸载产生压应力峰值小于抗压强度. 随着卸载速率的增加 (图 10~12), 同一卸载应力 p_0 对应的顶板单元体拉应力增加, 顶板破坏范围增加. 数值模拟两帮破坏范围较顶发育慢, 表明卸载过程中拉破坏起到主要作用.

数值模拟与解析计算结果均表明, 卸载速率对于钻孔的破坏起到促进作用, 同时解析计算结果表明, 卸载速率对于孔顶及孔帮切应力的改变与初始卸载应力值相关.

5 合理层位确定的现场试验

为对不同加卸载速率下钻孔破坏情况进行对比分析, 设计了不同层位的抽采钻孔, 通过对

比抽采钻孔的抽采效果反映钻孔的破坏情况,测试地点为亭南煤矿 205 工作面.亭南煤矿 205 工作面现采用下分层千米钻孔进行瓦斯抽采,设计初期依据底板不同层位支撑压力峰值,得到钻孔周边应力分布,判定钻孔的稳定性,最终确定钻孔布置于底板下方 3 m 的煤层中,但实际抽采效果不理想.为得到合理的钻孔布置层位,进行现场试验,布置了两个抽采钻场进行现场工业试验,其中 1#钻场抽采钻孔位于底板下方 3 m,2#钻场抽采钻孔位于底板下方 6 m,其中距离工作面水平距离为正表示孔底位于工作面前方,反之为负则表示位于工作面后方.对比结果见后文.

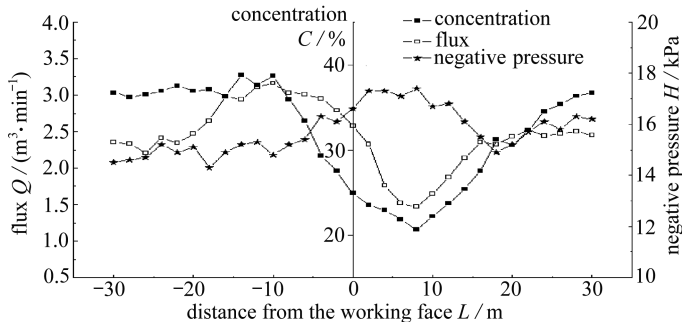


图 18 1#钻场随工作面推进瓦斯抽采参数

Fig. 18 Gas drainage parameters of drilling field 1# with the moving working face

钻场千米钻孔位于底板下 3 m 处,如图 18 所示,孔底位于工作面前方 30 m 时瓦斯抽采浓度平均为 36%,抽采负压和抽采混量稳定,当孔底位于工作面前方 8.5 m 至后方 10 m 区域内,瓦斯浓度和混量都开始快速上升,抽采负压下降,此时孔底位于应力降低区,由于卸载速率较快,孔底破坏严重,孔周边产生大量裂隙,在钻孔还没有完全破坏前,裂隙与采空区连通,暂时性造成钻孔混量增大,负压急剧衰减.继续推进钻孔破坏塌孔,孔底位置改变抽采参数又恢复到初始状态.因此钻孔布置在底板下 3 m 时破坏严重,抽采效果不理想.

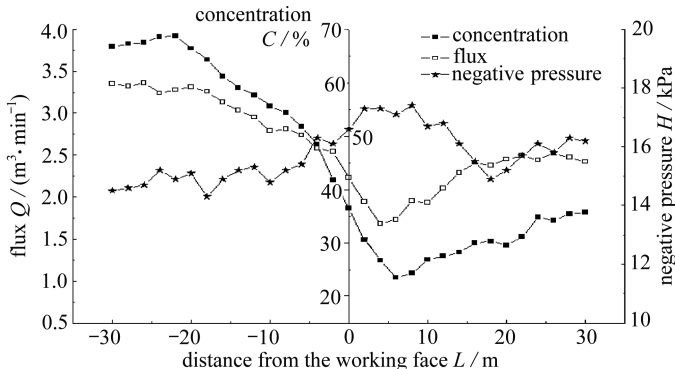


图 19 2#钻场随工作面推进瓦斯抽采参数

Fig. 19 Gas drainage parameters of drilling field 2# with the moving working face

钻场钻孔位于底板下 6 m 处,由图 19 可知,孔底位于工作面前方 6.5 m 左右,下分层煤体开始卸压,裂隙开始发育,瓦斯浓度和混量上升,抽采负压下降.随着工作面向前推进,瓦斯浓度和混量较高,并且有上升的趋势,负压也在 15 kPa 上下浮动,但较之前负压有所降低.这是由于下分层卸压后,底板裂隙与钻孔周边裂隙较发育,煤层透气性增大,涌入钻孔瓦斯量增加导致.但钻孔没有出现塌孔,抽采瓦斯浓度由之前的 35% 上升到 68%,同时抽采混量也

由 $2.4 \text{ m}^3 \cdot \text{min}^{-1}$ 上升到 $3.4 \text{ m}^3 \cdot \text{min}^{-1}$ 。试验结果表明, 钻孔布置距离工作面底板较近时, 采动作用下加卸载应力变化速率较大, 钻孔不稳定, 抽采效果差。距离底板越远, 加卸载速度越小, 利于钻孔稳定, 抽采效果好。

6 结 论

1) 采动对钻孔的作用主要表现为应力的加卸载作用, 距离上分层底板越近, 钻孔加卸载应力值及速率越大。

2) 由钻孔加卸载数值计算得到, 加载速率几乎不影响塑性区范围及钻孔内位移变形。卸载速率对塑性区范围产生影响, 且速率越大形变恢复滞后越明显。

3) 给出了考虑卸载速率变化的钻孔周边切应力计算模型, 得到卸载速率与钻孔破坏的相互关系。

4) 现场工程应用表明, 下分层千米钻孔设计不仅要考虑静载对钻孔的破坏, 同时需要考虑卸载阶段速率对钻孔破坏的影响。

参考文献 (References):

- [1] 姚宁平. 我国煤矿井下近水平定向钻进技术的发展[J]. 煤田地质与勘探, 2008, **36**(4): 78-80. (YAO Ning-ping. Development trend of nearly horizontal directional drilling technology in coal mines of China[J]. *Coal Geology & Exploration*, 2008, **36**(4): 78-80. (in Chinese))
- [2] 刘春. 松软煤层瓦斯抽采钻孔塌孔失效特性及控制技术基础[D]. 博士学位论文. 徐州: 中国矿业大学, 2014. (LIU Chun. Study on mechanism and controlling of borehole collapse in soft coal seam[D]. PhD Thesis. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2014. (in Chinese))
- [3] 薛飞. 无煤柱煤与瓦斯工程中抽采钻孔采动破坏机理研究[D]. 博士学位论文. 徐州: 中国矿业大学, 2015. (XUE Fei. Mining-induced fracture mechanism of extraction borehole in integrated pillarless coal production and methane extraction[D]. PhD Thesis. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2015. (in Chinese))
- [4] 孙新胜, 王力, 方有向, 等. 松软煤层筛管护孔瓦斯抽采技术与装备[J]. 煤炭科学技术, 2013, **41**(3): 74-76. (SUN Xin-sheng, WANG Li, FANG You-xiang, et al. Technology and equipment of screen pipe protected borehole of gas drainage in soft seam[J]. *Coal Science and Technology*, 2013, **41**(3): 74-76. (in Chinese))
- [5] 李定启, 邓广涛, 李海贵, 等. 钻杆内下套管防治软煤层钻孔塌孔技术[J]. 中国安全生产科学技术, 2015, **11**(2): 95-98. (LI Ding-qi, DENG Guang-tao, LI Hai-gui, et al. Technology of preventing drilling hole collapse in soft coal seam by inserting casing in drill pipe[J]. *Journal of Safety Science and Technology*, 2015, **11**(2): 95-98. (in Chinese))
- [6] 陈功胜, 高艳忠. 松软煤层瓦斯抽采钻孔不提钻下入筛管技术[J]. 辽宁工程技术大学学报(自然科学版), 2014, **33**(5): 592-596. (CHEN Gong-sheng, GAO Yan-zhong. Application of technology of placing screen pipe in gas drainage boreholes without lifting rod in soft coal seam [J]. *Journal of Liaoning Technical University (Natural Science)*, 2014, **33**(5): 592-596. (in Chinese))
- [7] 赵阳升, 邵保平, 万志平, 等. 高温高压下花岗岩中钻孔变形失稳临界条件研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, **28**(5): 865-874. (ZHAO Yang-sheng, XI Bao-ping, WAN Zhi-ping, et al. Study critical condition of borehole instability in granite under high temperature and high

- pressure[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2009, **28**(5): 865-874. (in Chinese))
- [8] 王建钧. 水平定向钻孔应力-应变及失稳机理研究[D]. 硕士学位论文. 昆明: 昆明理工大学, 2008. (WANG Jian-jun. Studies of stress-strain and instability mechanism for horizontal directional borehole[D]. Master Thesis. Kunming: Kunming University of Science and Technology, 2008. (in Chinese))
- [9] 马少鹏, 王来贵, 赵永红, 等. 岩石圆孔结构破坏过程变形场演化的实验研究[J]. 岩土力学, 2006, **27**(7): 1082-1086. (MA Shao-peng, WANG Lai-gui, ZHAO Yong-hong, et al. Experimental study on deformation field evolution during failure procedure of a rock borehole structure[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2006, **27**(7): 1082-1086. (in Chinese))
- [10] 黄爱军. 基坑下方运营隧道卸载回弹的力学机理分析[D]. 博士学位论文. 上海: 上海交通大学, 2008. (HUANG Ai-jun. Mechanism analysis of running tunnel upheaval due to top excavation [D]. PhD Thesis. Shanghai: Shanghai Jiao Tong University, 2008. (in Chinese))
- [11] Addis M A. Reservoir depletion and its effect on wellbore stability evaluation[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 1997, **34**(3/4): Paper No: 4.
- [12] ZHAO Hai-feng, CHEN Mian, LI Ya-wei, et al. Discrete element model for coal wellbore stability[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2012, **54**: 43-46.
- [13] 李日富, 梁运培, 欧聪, 等. 采空区瓦斯地面抽采钻井稳定性因素分析[J]. 矿业安全与环保, 2008, **35**(3): 11-13, 17. (LI Ri-fu, LIANG Yun-pei, OU Cong, et al. Analysis on stability factors of surface boreholes for gob gas drainage and extraction[J]. *Mining Safety & Environmental Protection*, 2008, **35**(3): 11-13, 17. (in Chinese))
- [14] 刘应科. 远距离下保护层开采卸压特性及钻井抽采消突研究[D]. 博士学位论文. 徐州: 中国矿业大学, 2012. (LIU Ying-ke. Study on the depressurization effect produced by exploitation of lower distant protective coal seam and elimination of outburst hazard of the protected seams by applying gas drainage with surface boreholes[D]. PhD Thesis. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2012. (in Chinese))
- [15] CHEN Jin-hua, WANG Tao, ZHOU Yong, et al. Failure modes of the surface venthole casing during longwall coal extraction: a case study[J]. *International Journal of Coal Geology*, 2012, **90/91**: 135-148.
- [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. (QIAN Ming-gao, SHI Ping-wu. *Mining Pressure and Strata Control*[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2003. (in Chinese))
- [17] 王卫军, 袁越, 余伟健, 等. 采动影响下底板暗斜井的破坏机理及其控制[J]. 煤炭学报, 2014, **39**(8): 1463-1472. (WANG Wei-jun, YUAN Yue, YU Wei-jian, et al. Failure mechanism of the subinclined shaft in floor under mining influence and its control[J]. *Journal of China Coal Society*, 2014, **39**(8): 1463-1472. (in Chinese))
- [18] 王金安, 焦申华, 谢广祥. 综放工作面开采速率对围岩应力环境影响的研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2006, **25**(6): 1118-1124. (WANG Jin-an, JIAO Shen-hua, XIE Guang-xiang. Study on influence of mining rate on stress environment in surrounding rock of mechanized top caving mining face[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2006, **25**(6): 1118-1124. (in Chinese))

Study of Kilometer Drilling Stability at Different Strata Beneath the Floor

SHI Zhan-shan¹, LIANG Bing², WANG Yan³, QIN Bing²

(1. School of Mines, Liaoning Technical University,
Fuxin, Liaoning 123000, P.R.China;

2. School of Mechanics & Engineering, Liaoning Technical University,
Fuxin, Liaoning 123000, P.R.China;

3. CCTEG Shenyang Research Institute,
Fushun, Liaoning 113122, P.R.China)

Abstract: The stability of gas drainage drilling affects the quality of extraction engineering. Under the action of mining, underfloor kilometer drillings distributed at different horizons have different loading and unloading paths. To get the influence of mining on borehole stability, the loading and unloading paths of drillings located at different horizons were analyzed and accordingly the hole destruction area and the wall displacement at different loading and unloading rates and time-varying loading and unloading rates were numerically simulated. Through 10 numerical simulation schemes, the distribution of plastic zones and the loading and unloading displacement curves of the hole wall were obtained. Based on the numerically simulated relationship between the unloading rate and the hole deformation hysteresis, the shear stress calculation model around the borehole was built in view of the unloading rate. The results indicate that, during the loading process, the loading rate hardly influences the destruction area around the borehole; during the unloading process, the destruction area around the borehole is related to the initial unloading stress and the unloading rate. The stress and the unloading rate at the hole location shall be synthetically considered in the placing of bedding boreholes.

Key words: extra-thick coal seam; horizontal slice mining; stability of kilometer drilling; mining floor

Foundation item: The National Key Research and Development Project of China (2016YFC0600704;2016YFC0801404)

引用本文/Cite this paper:

石占山, 梁冰, 王岩, 秦冰. 下分层不同层位千米钻孔稳定性研究[J]. 应用数学和力学, 2017, 38(9): 1041-1052.

SHI Zhan-shan, LIANG Bing, WANG Yan, QIN Bing. Study of kilometer drilling stability at different strata beneath the floor[J]. *Applied Mathematics and Mechanics*, 2017, 38(9): 1041-1052.