

文章编号: 1001-4888(2017)04-0543-08

水平应力对顶板跨落角的影响及应用*

石占山¹, 梁冰^{1,2}, 孙维吉², 施永威¹

(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)

摘要: 为得到水平应力对顶板跨落角的影响,进而确定高位抽采钻孔布孔参数,采用理论分析及相似材料模拟实验的方法进行了研究。首先依据基本顶断裂位置围岩结构力学模型,将顶板岩层假设为梁结构,得到单一岩梁在不同水平应力作用下的断裂线位置变化规律。然后将各岩梁的断裂线位置叠加组合,得到水平应力对跨落角发育的影响。为验证理论分析结果,以水平应力值为影响因素设计了三组不同水平应力值条件下的双向加载相似材料模拟实验,得到了不同水平应力值对应的跨落角。研究表明:顶板跨落角由各岩梁断裂线位置决定。地基系数较小时,断裂线与地基初始接触位置距离随水平应力的增加表现为先减小后增加,跨落角变化规律同样为先减小后增加,但减小不明显;当地基系数增加时,随水平应力增加,断裂线与地基初始接触位置的距离减小趋势逐渐消除,仅表现为增加趋势,跨落角变化同样表现为增加趋势。现场应用表明,采用双向加载模型得到的跨落角对钻孔布置参数进行优化,优化后钻场抽采浓度及高浓度抽采时间均得到提高。

关键词: 水平应力; 断裂线位置; 跨落角; 相似材料模拟

中图分类号: TD713 **文献标识码:** A **DOI:** 10.7520/1001-4888-16-181

0 引言

顶板跨落角是确定三带分布及高瓦斯矿井抽采工程设计的主要参数^[1-3],采用现场实测得到顶板跨落角分布较为困难,现阶段抽采设计获取顶板跨落角的主要手段为相似材料模拟实验、数值模拟实验。程庆迎、黄炳香等^[4,5]采用相似模拟的方法分析了采空区顶板冒落规律,依据冒落规律设计了顶板瓦斯抽采钻孔。刘健等^[6]采用相似模拟的手段对巨厚煤层综放工作面顶板垮落及裂隙演化特征进行研究,将顶板裂隙分为 6 个区,并进行了高位钻孔设计。王志国等^[7]采用相似模拟实验研究了顶板垮落及三带分布特征,实验采用电子经纬仪与数字散斑相结合的方法监测顶板位移,使实验结果更为精确。吕祥锋等^[8]采用相似模拟实验开展了保护层开采过程中上覆岩层应力释放与转移特征研究,得到了间隔保护层开采卸压时顶板垮落的结构特征。刘正和等^[9]应用相似材料模拟与数值模拟结合的方法,研究了回采巷道顶板切缝深度与顶板跨落角的相关性。张勇等^[10]运用 UDEC 数值计算软件,模拟不同倾角和工作面长度下的顶板跨落角发育特征。张晓磊等^[11]运用 UDEC 软件模拟了不同开采速率条件下,围岩裂隙及顶板跨落角的发育特征。除实验与数值模拟手段以外,杨宏伟等^[12]基于微震监测技术进行了顶板跨落发育特征的现场实测。

顶板跨落角受许多因素的影响,吴健等^[13]认为,跨落角主要取决于煤体的强度,煤体强度高、整体

* 收稿日期: 2016-09-22; 修回日期: 2016-11-24

基金项目: 国家青年自然科学基金(编号 51304111), 国家重点研发计划(课题编号: 2016YFC0801404), 国家重点研发计划(课题编号: 2016YFC0600704)

通讯作者: 梁冰,女,教授,主要从事渗流力学及矿井瓦斯灾害防治方面的研究。Email: lbwqx@163.com

性好,垮落角小,反之,垮落角大;刘长友等^[14]研究发现,提高切顶阻力能增大垮落角,当切顶阻力不变时,顶板垮落角随顶板厚度的增大而减小;杨科等^[15]研究表明,顶板垮落角与采高有一定的相关性,随一次采厚的增加,后垮落角逐渐增大并趋于一定值,而前垮落角基本不变。

前人对顶板垮落角进行模拟研究时,未考虑水平应力场对顶板垮落角的影响。深部开采条件下水平应力场作用增强,影响采场上覆岩层移动^[16],因此本文在前人研究的基础上,开展了水平应力作用下的顶板垮落角的变化规律研究。

1 水平应力对跨落角影响的理论分析

1.1 顶板岩梁垮断前的力学模型

顶板岩层受力特征可视为弹性地基梁力学模型,当岩梁未破断时,如图1所示,其受到的作用力为岩梁上覆岩层载荷 q 及水平作用力 N ,图中 k 为地基系数。采空区形成后,顶板岩梁受到上覆岩层施加的作用力及岩梁的自重应力,岩梁受力发生弯曲变形。顶板逐层产生断裂线及离层裂隙,如图2所示,此时工作面煤体为岩梁一的地基,位置A为岩梁二与地基初始接触位置,位置B为岩梁三与地基初始接触位置。不同层位的岩梁断裂线位置共同决定了顶板垮落角的角度。

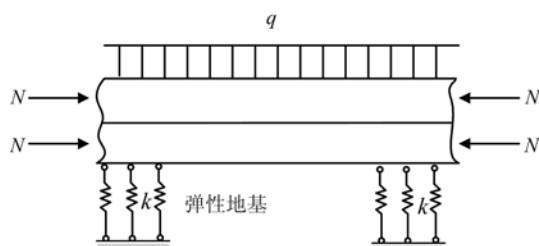


图1 断裂前岩梁受力示意图

Fig. 1 Before breaking rock beam force diagram

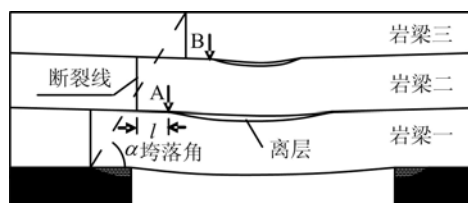


图2 垮落角形成示意图

Fig. 2 Schematic diagram of the formation of caving angle

1.2 水平应力对顶板岩梁断裂位置的影响

将顶板各岩梁地基视为弹性介质,并认为满足Winkler弹性地基假定。依据文献^[17]提出的“基本顶断裂在岩体内引起扰动”理论,对岩梁破断位置的影响因素进行理论分析。岩梁在工作面侧模型如图3所示。

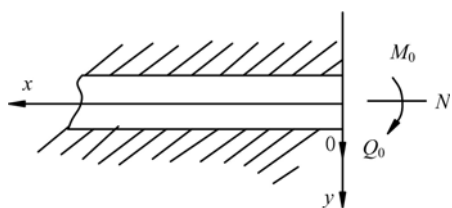


图3 岩梁受力示意图

Fig. 3 Schematic diagram of rock beams

老顶断裂位置可按最大弯矩所在的位置计算:

$$\frac{2aM_0s + Q_0}{r-s} \cos bx - \frac{(2r^2 - s^2)M_0 + 2aQ_0}{2(r-s)b} \sin bx = 0 \quad (1)$$

$$\text{即} \quad \tan bx = \frac{2b(2aM_0s + rQ_0)}{(2r^2 - s^2)M_0 + 2arQ_0} \quad (2)$$

最大弯矩所在位置为:

$$x = \frac{\tan^{-1} \left[\frac{2b(2aM_0s + rQ_0)}{(2r^2 - s^2)M_0 + 2arQ_0} \right]}{b} \quad (3)$$

式中, M_0 、 Q_0 、 N 为工作面煤壁位置($x=0$)对应的梁截面弯矩、内剪力及水平应力; k 为Winkler地基系数; EI 为岩梁抗弯刚度, $s = \frac{N}{EI}$, $r^2 = \frac{k}{EI}$, $a = (\frac{r}{2} - \frac{s}{4})^2$, $b = (\frac{r}{2} + \frac{s}{4})^2$ 。

最大弯矩所在位置即为断裂线位置。为得到水平应力 N 对顶板断裂线位置的影响,依据式(3)计算得到不同水平应力值 N 对应的最大弯矩位置 x 。计算参数选取依据文献^[18]中给出的岩层力学参数, Q_0 取 2.38×10^6 N, M_0 取 16.9×10^6 N·m, E 取30 GPa, I 取 5.33 m⁴, k 取50 MPa, 500 MPa, 1000 MPa, 2000 MPa。计算结果如图4所示。

由图3可知,计算得到的最大弯矩位置 x 即为断裂线与地基初始接触位置的相对距离(如图2中 l

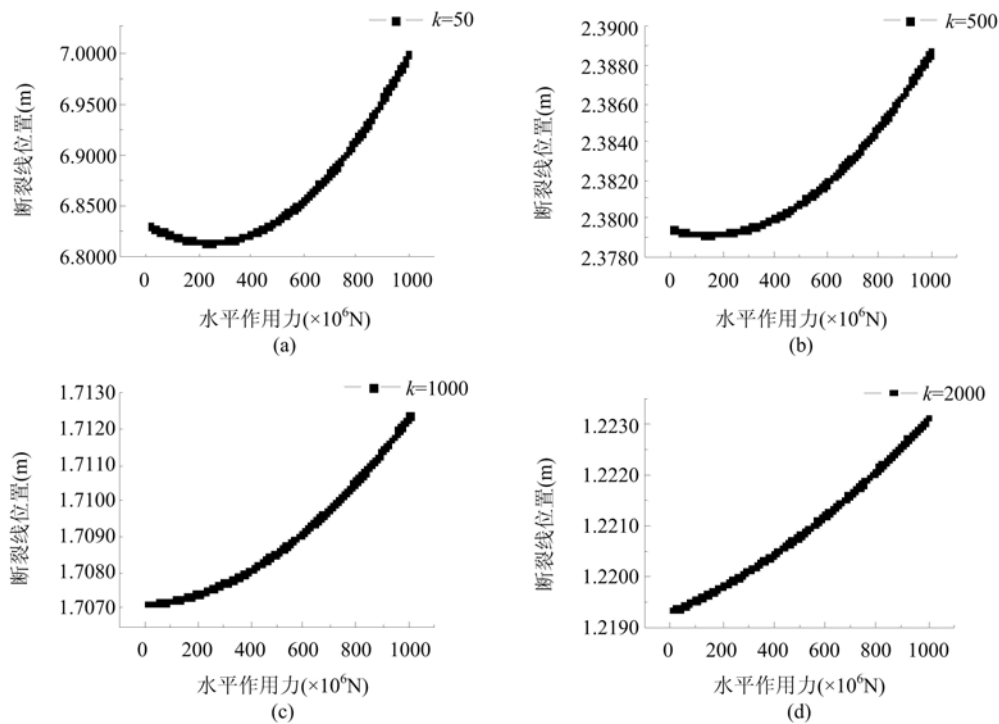


图 4 不同水平应力值对应的断裂线位置

Fig. 4 Different horizontal stress corresponds to the position of fracture line

所示), 计算结果表明: 地基系数 k 较小时, 随着水平作用力的增加, 这一相对距离表现为先减小后增加, 但减小趋势不明显。随着地基系数 k 增加, 相对距离随水平应力的增加仅表现为增加趋势。地基系数 k 越大, 随水平应力增加相对距离变化量越小。

1.3 断裂线位置与垮落角相关性分析

顶板断裂线位置影响垮落角值, 如图 5 所示, A 为岩梁一与地基初始接触位置, B 为岩梁二与地基初始接触位置, C 为岩梁三与地基初始接触位置, D 为岩梁四与地基初始接触位置。 L_1 为岩梁一断裂线与 B 之间的距离, L_2 、 L_3 以此类推。 l_1 为断裂线与地基初始接触位置 A 的相对距离, l_2 、 l_3 以此类推, $\Delta x_1 = L_1 - l_2$ 。随着工作面推进, 岩梁一弯曲变形达到一定值即发生断裂, 同时在岩梁一、岩梁二之间产生离层, 这一离层为岩梁二的断裂提供了条件。当岩梁一断裂后, 断裂裂缝阻隔了水平应力在岩梁一中的传递, 岩梁受载力学特征与水平应力改变无关, 因此当水平应力增加时, L_1 不随水平应力的增加发生改变, L_2 、 L_3 变化同 L_1 。依据上述分析, 随水平应力增加 l_1 、 l_2 、 l_3 主要表现为增加趋势, 因此当水平应力增加时, Δx_1 、 Δx_2 减小, 垮落角值增加。

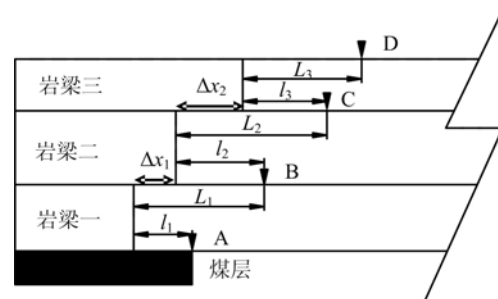


图 5 断裂线与垮落角的关系

Fig. 5 Relationship between fault line and caving angle

因此当水平应力增加时, L_1 不随水平应力的增加发生改变, L_2 、 L_3 变化同 L_1 。依据上述分析, 随水平应力增加 l_1 、 l_2 、 l_3 主要表现为增加趋势, 因此当水平应力增加时, Δx_1 、 Δx_2 减小, 垮落角值增加。

2 水平应力对垮落角影响的实验研究

2.1 工程背景

陕西彬煤业蒋家河矿 ZF1410 工作面平均倾角 $3^\circ \sim 10^\circ$, 工作面标高为 $+589.0 \sim +661.0\text{m}$, 地面标高为 $+984.0 \sim +1113.8\text{m}$, 工作面埋深约 $524.8 \sim 323.0\text{m}$, 其上部地表为沟谷切割的塬梁地貌。开采区域煤层平均厚度约为 7.2m , 最大厚度为 9.8m , 最小厚度为 4m 。工作面采用综放开采, 其中割煤高度为 $2.0 \sim 2.8\text{m}$, 放顶煤高度为 $1.0 \sim 7.2\text{m}$, 月推进度 144m 。由于其所处的深塬梁地形的特殊性, 该工作面受到水平应力的作用较强, 地应力测试表明不同测试地点最大水平主应力值在 14.79MPa 到 15.99

MPa 之间,最小水平主应力在 6.40MPa 到 7.36MPa 之间;垂直主应力最大为 8.88MPa,最小为 7.47MPa。该区域属于中等应力场,以构造应力为主。

2.2 模型建立

实验以陕西彬煤蒋家河矿 ZF1410 工作面为研究对象,采用平面应变模型,沿工作面走向进行模拟,并在其右侧施加均布水平应力场,模拟构造应力的作用,实验初始地应力值依据地应力测试结果确定,并取不同测试地点最大值与最小值的平均值作为实验施加应力。模型设计高度 798mm,长 870mm,宽 300mm。实验模型选择几何相似比 $S_l=100$,时间相似比 $S_t=10$,容重相似比 $S_\gamma=1.67$,应力相似比 $S_\sigma=167$,依据前述地应力,计算得到模拟工作面上方加载载荷为 0.05MPa,水平方向加载载荷为 0.09MPa,取 0.1MPa。岩体强度值主要依据实验室实验及工程岩体分级标准确定,主要岩层强度及配比号如表 1 所示。相似材料配比采用沙子作为骨料,石灰、石膏作为胶结料,配比号依据辽宁工程技术大学国家煤炭工业采矿工程重点实验室相似材料配比表进行选取。

表 1 相似材料配比表

Tab. 1 Similar materials ratio table

岩性	抗压强度 (MPa)	视密度 ($g \cdot cm^{-3}$)	强度 常数	模型试件抗压 强度(MPa)	配比号
粉砂岩	43.38	2.73	167	0.238	337
中砂岩	26.35	2.54	167	0.156	437
砂质泥岩	34.8	2.74	167	0.190	455
薄煤层	12.25	1.71	167	0.107	655
粉砂岩	43.38	2.73	167	0.238	337

2.3 实验加载方案及应力边界

为得到水平应力对垮落角的影响,除依据矿井生产条件确定了其中一组实验的水平方向加载应力为 0.1MPa 之外,又设计了两组实验进行对比分析,共计三组实验。实验力学边界如图 6(a)(b)所示,其中图 6(a)为不加载水平应力的固定位移边界,模型水平应力来源于上覆岩层挤压作用,图 6(b)加载水平应力值分别为 0.1MPa、0.2MPa,三组实验加载的垂直应力 q 均为 0.05MPa。水平应力加载装置如图 7 所示,模型开挖前先按预定的压力值进行加载,并静置 8 小时,待加载压力读数稳定后进行开挖。

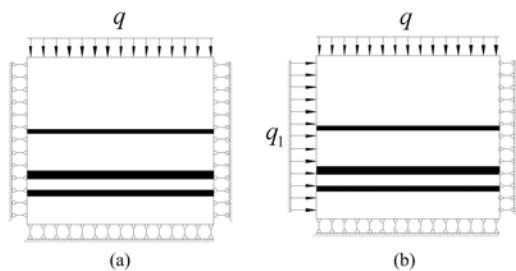
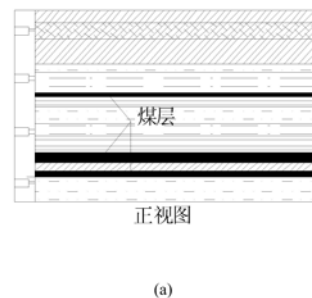
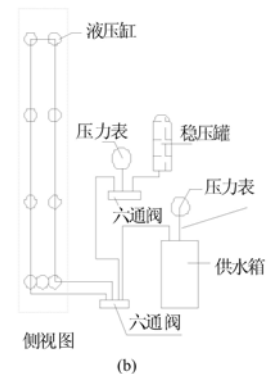


图 6 实验加载方式

Fig. 6 Experimental loading method



(a)



(b)

图 7 实验加载装置

Fig. 7 Experimental loading device

2.4 实验结果分析

依据工作面推进速度及时间相似常数对模型进行开挖,通过图片拍摄记录开挖过程中的顶板垮落过程。图 8 到图 10 为开挖结束时的顶板垮落照片,将图片导入 CAD 中测量得到其垮落角值。

图 8、图 9 分别为限制水平方向位移与加载 0.1MPa 水平应力时的顶板垮落角。标定角度显示,当实验系统未加载水平应力时,开切眼侧顶板垮落角与工作面侧垮落角分别为 56° 、 59° 。加载 0.1MPa 时,顶板垮落角为 63° 。

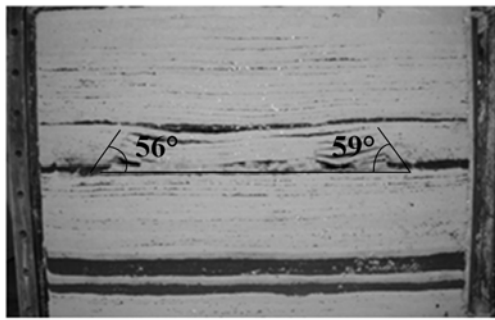


图 8 不施加水平应力顶板跨落角

Fig. 8 Roof caving angle of horizontal stress 0MPa

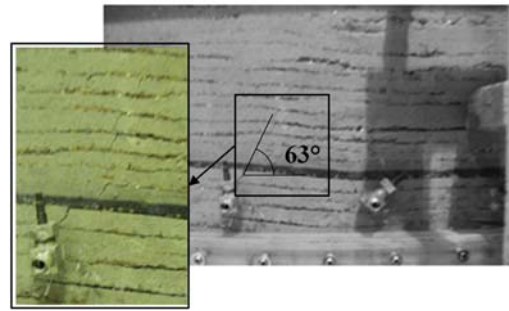


图 9 水平应力 0.1MPa 顶板跨落角

Fig. 9 Roof caving angle of horizontal stress 0.1MPa

图 10 为施加水平应力 0.2MPa 后的顶板跨落角,开挖结束后,依据图片标定了顶板跨落角度。工作面侧跨落角约为 71°,开切眼处跨落角度为 84°,跨落角较大。实验现象表明,相似材料模拟实验跨落角度受实验加载水平应力影响,随着水平应力的增加,顶板跨落角度值增加。

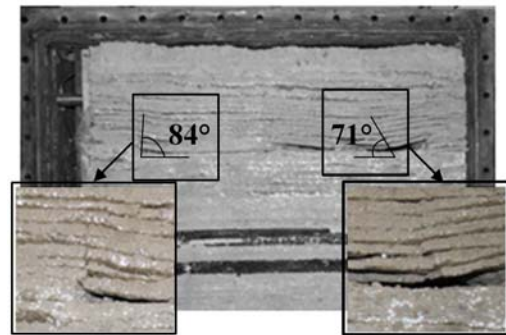


图 10 水平应力 0.2MPa 顶板跨落角

Fig. 10 Roof caving angle of horizontal stress 0.2MPa

3 现场应用

蒋家河矿现有抽采方法为本煤层预抽及上隅角埋管抽采,回采过程中上隅角超限问题时有发生,对此补充了顶板高位钻孔抽采,高位钻场设计如图 11 所示,各钻场设计钻孔 5 个,钻孔间距为 0.5m,钻孔开孔高度为 1.7m。

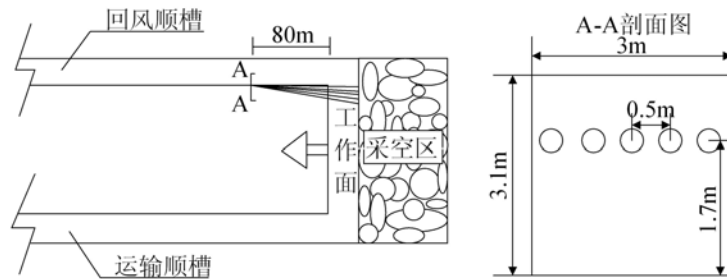


图 11 高位钻孔设计示意图

Fig. 11 Schematic diagram of high drill design

3.1 钻孔布孔参数与顶板跨落角的关系

高位钻孔布孔时,需要预先测得顶板高、低瓦斯浓度区范围 h_1 、 h_2 及跨落角 α ,同时依据现场实际情况确定钻场间距 H 。相邻钻场压茬为最小压茬长度 b_{min} 时,高位钻场设计最为合理。

当相邻各高位钻场内钻孔在工作面走向剖面投影平行,且两钻场压茬距离为 b_{min} 时,可以计算得到钻场钻孔仰角 β 。

当钻场压茬距离为 b_{min} 时,钻孔布置如图 12 所示,各参数间关系可用下式表示:

$$H = \cot\beta \cdot (h_1 + h_2) - \cot\beta \cdot h_2 - \cot\alpha \cdot h_1 \tag{4}$$

化简得
$$\beta = \arccot \frac{H + \cot\alpha \cdot h_1}{h_1} \tag{5}$$

由图 12 可知,当钻场间距确定、跨落角确定、钻场压茬为最小 b_{min} 时,钻孔仰角可由式(5)计算确定;当钻场间距确定、跨落角减小、钻孔仰角不变时,钻场压茬小于 b_{min} ,不符合设计规范,需要降低钻孔仰角;当钻场间距确定、跨落角增加、钻孔仰角不变时,钻场压茬大于 b_{min} ,能满足设计规范,但可以进行优化使钻场压茬为 b_{min} 。其优化手段有两种:其一为增加钻孔仰角,其二为增加钻场间距。

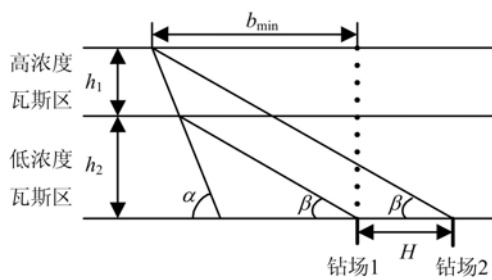


图 12 钻孔仰角计算示意图

Fig. 12 Schematic diagram of elevation calculation

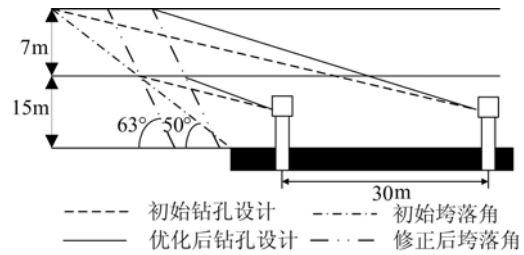


图 13 优化前后钻孔布置对比

Fig. 13 Borehole layout comparison before and after optimization

蒋家河矿现有设计依据顶板垮落角度值为 50° , 该垮落角依据相似材料模拟及数值计算得到, 但相似材料模拟及数值计算均未考虑水平应力场作用。设计参数中高、低浓度瓦斯区范围采用顶板打试验钻孔监测抽采浓度得到, 高瓦斯浓度分布区为 7m, 低瓦斯浓度分布区为 15m, 钻场间距设计为 30m, 依据公式(5)设计钻孔仰角 β 为 10° 。由前述分析可知, 当考虑水平应力作用时垮落角值为 63° , 因此需要对钻孔布孔参数进行调整, 但考虑到钻场间距不宜改动, 因此对钻孔仰角进行了调整, 依据式(5)计算得到钻孔仰角 β 为 12° , 重新布置钻孔与原有钻孔关系如图 13 所示。

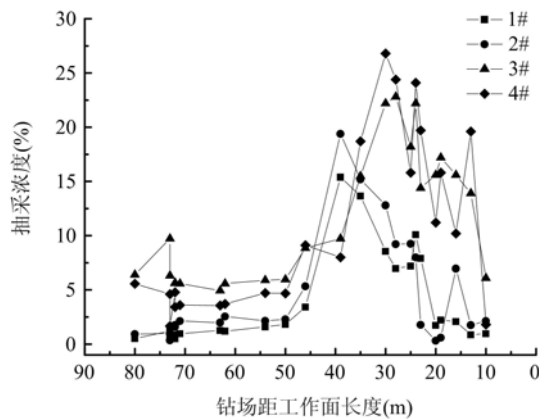


图 14 优化前后抽采浓度对比

Fig. 14 Comparison of extraction concentration

3.2 优化后钻孔抽采效果对比

为考察优化后钻孔抽采效果, 选取相邻两钻场内钻孔抽采浓度进行对比, 两钻场内各施工 5 个钻孔, 且两钻场钻孔仰角分别为 10° 、 12° 。1#、2# 钻孔位于第一钻场, 仰角为 10° , 3#、4# 钻孔位于第二钻场, 仰角为 12° 。当各钻场距离工作面 80m 时开始记录钻孔浓度数据, 直至距离 10m 时停止记录。记录数据如图 14 所示, 推进过程中, 抽采浓度的变化规律为先增加后减小, 其中钻孔 1#、2# 浓度峰值出现在工作面推进至距离钻场 39m 处, 3#、4# 浓度峰值出现在工作面推进至距离钻场 30m 处, 且 3#、4# 抽采孔的浓度峰值大于 1#、2# 孔, 工作面推进距离钻场 10~

40m 范围内, 优化后钻孔抽采浓度均大于优化前, 抽采总量得到了提高, 垮落角度判定的准确性对于抽采效果具有重要影响。

4 结论

本文从岩层垮落断裂线位置与水平应力的关系出发, 讨论了顶板垮落角与水平应力的关系, 得到主要结论如下:

(1) 顶板断裂线位置与水平应力和地基系数具有相关性, 地基系数较小时, 随着水平作用力的增加, 断裂线与地基初始接触位置的相对距离先减小后增加。随着地基系数 k 增加, 相对距离随水平应力的增加仅表现为增加趋势。地基系数 k 越大, 随水平应力增加相对距离变化量越小。

(2) 断裂线与地基初始接触位置的相对距离决定顶板垮落角的发育, 相对距离与顶板垮落角度值呈反比。

(3) 进行了双向加载相似材料模拟实验, 得到了不同水平应力作用下的垮落角值, 随着水平应力的增加, 垮落角值增加。

(4) 讨论了垮落角与钻孔布孔参数的关系, 给出基于垮落角值, 高、低瓦斯浓度区范围和钻场间距三个参数的钻孔仰角计算公式, 优化了蒋家河矿现有高位钻孔仰角, 通过现场测试证明了优化效果良好。

参考文献:

- [1] 王海峰,程远平,沈永铜,等.高产高效工作面顶板走向钻孔瓦斯抽采技术[J].采矿与安全工程学报,2008,25(2):168—171(WANG Haifeng, CHENG Yuanping, SHEN Yongtong, et al. Gas drainage technology of along-strike roof drills in working face with high production and efficiency[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2008, 25(2):168—171 (in Chinese))
- [2] 刘桂丽,杨跃奎,撒占友.高位钻孔瓦斯抽采参数优化设计[J].西安科技大学学报,2012,32(4):450—458(LIU Guili, YANG Yuekui, SA Zhanyou. Optimal design of high position boring drainage parameters[J]. Journal of Xi'an University of Science and Technology, 2012, 32(4):450—458 (in Chinese))
- [3] 孙凯民,许德岭,杨昌能,等.利用采场覆岩裂隙研究优化采空区瓦斯抽放参数[J].采矿与安全工程学报,2008,25(3):366—370(SUN Kaimin, XU Deling, YANG Changneng, et al. Optimization of goaf gas drainage parameters based on studying cracks in overlying strata of stope[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2008, 25(3):366—370 (in Chinese))
- [4] 程庆迎,黄炳香,李增华,等.利用顶板冒落规律抽放采空区瓦斯的研究[J].矿业安全与环保,2006,33(6):54—57(CHENG Qingying, HUANG Bingxiang, LI Zenghua, et al. Study on gas drainage in goaf by using roof caving law[J]. Mining Safety and Environmental, 2006, 33(6):54—57 (in Chinese))
- [5] 黄炳香,刘长友,程庆迎,等.基于瓦斯抽放的顶板冒落规律模拟试验研究[J].岩石力学与工程学报,2006,25(11):2200—2207(HUANG Bingxiang, LIU Changyou, CHENG Qingying, et al. Simulation experiment study on law of gob roof fall based on gas drainage[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2006, 25(11):2200—2207 (in Chinese))
- [6] 刘健,刘泽功,高魁.巨厚煤层高位钻孔抽采综放工作面上覆岩层瓦斯试验研究[J].安全与环境学报,2013,13(3):218—222(LIU Jian, LIU Zegong, GAO Kui. Experimental study on the approach to extracting high-level borehole draining gas in the fully mechanized extra-thick coal seam[J]. Journal of Safety and Environment, 2013, 13(3):218—222 (in Chinese))
- [7] 王志国,周宏伟,谢和平,等.深部开采对覆岩破坏移动规律的实验研究[J].实验力学,2008,23(6):503—510(WANG Zhiguo, ZHOU Hongwei, XIE Heping, et al. Experimental study of the rule of overlying strata movement and breakage in deep mining[J]. Journal of Experimental Mechanics, 2008, 23(6):503—510 (in Chinese))
- [8] 吕祥锋,王振伟,王爱文.深部煤岩体保护层开采上覆岩层应力释放与转移特征的实验研究[J].实验力学,2013,18(3):240—246(LV Xiangfeng, WANG Zhenwei, WANG Aiwen. Experimental study of stress release and transfer characteristics of overburden rock stratum in coal seam group protective layer mining[J]. Journal of Experimental Mechanics, 2013, 18(3):240—246 (in Chinese))
- [9] 刘正和,赵阳升,弓培林,等.回采巷道顶板大深度切缝后煤柱应力分布特征[J].煤炭学报,2011,36(1):18—23(LIU Zhenghe, ZHAO Yangsheng, GONG Peilin, et al. Distribution characteristics of coal pillar stress after the roadway roof being large depth cutting seam[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(1):18—23 (in Chinese))
- [10] 张勇,张保,张春雷,等.厚煤层采动裂隙发育演化规律及分布形态研究[J].中国矿业大学学报,2013,42(6):935—940(ZHANG Yong, ZHANG Bao, ZHANG Chunlei, et al. Study of dynamic evolution rules and distribution pattern of mining-induced fractures of thick coal seam[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2013, 42(6):935—940 (in Chinese))
- [11] 张晓磊,程远平,王亮,等.煤与瓦斯突出矿井工作面顶板高位钻孔优化设计[J].煤炭科学技术,2014,42(10):66—70(ZHANG Xiaolei, CHENG Yuanping, WANG Liang, et al. Optimized design on high level borehole in roof of coal mining face in coal and gas outburst mine[J]. Coal Science and Technology, 2014, 42(10):66—70 (in Chinese))
- [12] 杨宏伟,姜福兴,尹永明.基于微地震监测技术的顶板高位钻孔优化技术研究[J].煤炭学报,2011,36(增刊2):436—439(YANG Hongwei, JIANG Fuxing, YIN Yongming. Based on micro-seismic monitoring technology of the high roof drilling optimization technology[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(Supp. 2):436—439 (in Chinese))

- [13] 吴健, 于海湧. 回采工作面放顶煤数学模型的建立[J]. 中国矿业大学学报, 1989, 18(4):63-70 (WU Jiang, YU Haiyong. The mathematical model of caving body in sublevel caving mining[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 1989, 18(4):63-70 (in Chinese))
- [14] 刘长有, 李鸿昌. 坚硬顶板切顶阻力的控顶机理与事故预防[J]. 矿山压力与顶板管理, 1991, 2:22-25 (LIU Changchun, LI Hongchang. Mechanism of controlling roof resistance[J]. Ground Pressure and Strata Control, 1991, 2:22-25 (in Chinese))
- [15] 杨科, 谢广祥, 常聚财. 不同采厚围岩力学特征的相似模拟实验研究[J]. 煤炭学报, 2009, 34(11):1446-1450 (YANG Ke, XIE Guangxiang, CHANG Jucan. Experimental investigation into mechanical characteristics of surrounding rock with different mining thicknesses[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(11):1446-1450 (in Chinese))
- [16] 李文秀, 孟庆立, 闻磊, 等. 深部开采水平应力场与地表远去移动分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29(增1):2630-2636 (LI Wenxiu, MENG Qingli, WEN Lei, et al. Analysis of horizontal stress field and far field movements due to deep mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2010, 29(Sup. 1):2630-2636 (in Chinese))
- [17] 刘双跃, 钱鸣高. 基本顶断裂位置及断裂后回转角的数值分析[J]. 中国矿业大学学报, 1989, 18(1):31-36 (LIU Shuangyue, QIAN Minggao. The numerical analysis of the cracked position and inclination of the main roof [J]. Journal of China University of Mining and Technology, 1989, 18(1):31-36 (in Chinese))
- [18] 钱鸣高, 赵国景. 老顶断裂前后的矿山压力变化[J]. 中国矿业大学学报, 1986, 4:11-19 (QIAN Minggao, ZHAO Guojing. The influence of the fracture of the main roof on the mining ground pressure[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 1986, 4:11-19 (in Chinese))

Study of the Influence of Horizontal Stress on Roof Caving Angle and its Application

SHI Zhan-shan¹, LIANG Bing^{1,2}, SUN Wei-ji², SHI Yong-wei¹

(1. School of Mines, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, Liaoning, China; 2. Institute of Mechanics & Engineering, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, Liaoning, China)

Abstract: In order to grasp the effect of horizontal stress on roof caving angle, and then to determine hole drilling parameters in high extraction, combined method of theoretical analysis and similar material simulation experiment was adopted. Firstly, based on the mechanical model of surrounding rock structure at the basic roof fracture location, the roof rock stratum was assumed to be a beam structure, and fracture line position variation pattern of single rock beam subjected to different horizontal stress was obtained. Then, the fracture lines of each rock beam were superposed to obtain the influence of horizontal stress on the development of caving angle. In order to verify the theoretical analysis results, taking into account of different horizontal stress values, three groups of biaxial loading similar material simulation experiment were designed. Results show that roof caving angle is determined by fracture line location of each rock beam. When the foundation coefficient is smaller, with the increase of horizontal stress, the distance between foundation initial contact position and fracture line decreases first, and then increases. Caving angle exhibits similar variation trend, but the decrease is not obvious. When the foundation coefficient is larger, with the increase of horizontal stress, above-mentioned distance reduction trend disappears, and only increase trend is observed. Caving angle exhibits similar increasing trend. Field application shows that hole drilling parameters can be optimized based on caving angle from biaxial loading model. After optimization, both the drilling field extraction concentration and high concentration extraction time are improved.

Keywords: horizontal stress; geosutures position; caving angle; similar material simulation