

文章编号: 1673-3363-(2013)06-0856-07

煤层硬夹矸对大采高工作面煤壁 稳定性影响机理研究

杨敬轩, 刘长友, 吴锋锋, 杨宇

(中国矿业大学矿业工程学院, 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116)

摘要 为分析煤层硬夹矸对大采高工作面煤壁稳定性的影响, 采用室内试验、理论分析及现场实测相结合的方法, 提出了煤壁片帮模型与稳定条件, 研究了夹矸煤层工作面煤壁片帮机理。研究表明: 夹矸或叠加煤样较纯煤试块抗压强度有所提高; 纯煤或叠加煤样轴向变形量较夹矸煤样轴向变形有所增大; 煤层硬夹矸能有效提高煤壁整体稳定性; 煤体高度对煤壁稳定性影响较大, 在相同外力条件下, 煤体高度越大, 煤壁越易失稳; 同时考虑到工作面煤体与室内试验煤样损伤、连续度差异, 给出了工作面煤体稳定条件。以东曲煤矿夹矸煤层大采高工作面生产实际为工程背景, 实测分析表明, 东曲煤矿夹矸煤层 28202 工作面煤壁片帮较为稳定, 工作面片帮主要发生在 8# 煤层上部位置, 片帮程度低, 对工作面生产影响较小。

关键词 片帮机理; 夹矸煤层; 大采高; 压杆稳定; 临界失稳

中图分类号 TD 31

文献标志码 A

The research on the coal wall stability mechanism in larger height coal seam with a stratum of gangue

YANG Jing-xuan, LIU Chang-you, WU Feng-feng, YANG Yu

(School of Mines, State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, China University
of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China)

Abstract The integrated research methods are adopted to analyze the coal wall stability for the issue of the hard gangue effect in full height mining face by the means of the theoretical analysis, indoor experiments and field measurement. The coal wall spalling model and the stable conditions are proposed, and the rib spalling mechanism in stratum of gangue is studied. The results show that: the compressive strength of the coal block in gangue or superimposed coal sample can be increased compared with the pure coal block; the axial deformation of the pure coal block or superimposed coal sample is larger than the coal block in gangue; the overall stability of the coal wall can be effectively improved in the coal seam with a stratum of gangue; the coal height has greater impact on the coal wall stability—the higher of the coal face, the easier for the coal wall instability under the same external load conditions; the coal face stability condition is given considering the differences of the continuous degree between the field coal body and indoor coal sample. The field measurement indicates that the rib spalling is more

收稿日期: 2012-09-24

基金项目: 国家自然科学基金项目(51174192); 江苏省研究生培养创新工程项目(CXLX12_0964); 江苏省“333”培养基金资助项目(BRA2010024); 中央高校基本科研业务费专项基金项目(2011QNB03, 2012DXS02)

作者简介: 杨敬轩(1986-), 男, 安徽省淮北市人, 博士, 从事矿山压力与顶板控制及应用数学与力学在矿山地下工程中的应用研究。

E-mail: jxyangcumt@126.com

Tel: 15005209721

stable of the No.28202 coal face in context of the actual production in Dong-qu coal mine, and the rib spalling occurs mainly in the upper position of the No.8 coal seam. The coal face production conditions have been improved base on the low degree of rib spalling.

Key words rib spalling mechanism; coal seam with a stratum of gangue; larger height coal face; column stability; critical instability

大采高综采(放)技术以其生产能力大、安全性好以及资源回升率高等优良特点在我国许多矿区得到广泛推广及应用^[1-5]。随着工作面高度增加,煤壁稳定性有所减弱,煤壁及工作面顶板易产生片帮及冒顶现象^[6-7],进而导致顶板条件恶化及工作面支架受力不合理,给矿井生产管理工作带来困难,影响工作面的安全、高效生产。因此有必要对大采高工作面煤壁稳定性机理进行相关探讨^[8-10],从而针对工作面煤壁片帮失稳提出有效控制措施^[7]。

地下煤层成煤时期或成煤环境的不同,导致煤层结构中含有少量夹矸层,且夹矸岩性一般较煤层硬,煤层及夹矸层物理力学参数的差异容易造成夹矸煤层工作面矿压显现有别于常规工作面来压特点^[11-12]。因此,在大采高含夹矸煤层生产中,考虑夹矸因素对工作面煤壁稳定性的影响^[13],对于煤壁片帮机理的研究具有重要意义。以西山煤电公司东曲矿 28202 工作面生产实际为背景,从理论与实验的角度进行探讨,研究夹矸煤层煤壁稳定性特征。

1 不同类型煤样室内单轴强度测试

为分析工作面煤层夹矸对煤壁片帮的影响,特从东曲煤矿 28202 工作面取样进行强度测试研究。将纯煤样及夹矸煤样统一加工成直径 50 mm、高度 100 mm 的圆柱形试块;将叠加煤样加工成直径 50 mm、高度 25 mm 的扁圆柱试块。考虑到煤层及夹矸层物理力学参数的差异,对 3 组不同类型煤样分别进行单轴压缩试验。

纯煤样、叠加煤样及夹矸煤样圆柱体单轴压缩条件下,煤样破裂形态特征如图 1 所示。

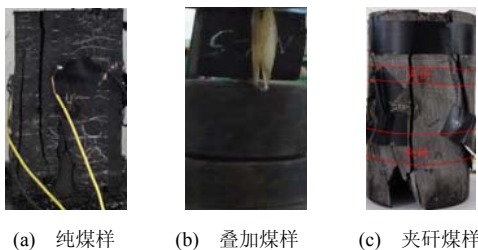


图 1 不同类型煤样单轴试验
Fig.1 The uniaxial experiments of the different types of coal samples

由图 1 可见,煤样类型虽有所不同,但破坏形态基本相同,均沿试块轴线方向劈裂,表现为拉破坏特征。其中叠加煤样的破坏主要表现为上位扁圆柱试块的轴向劈裂。

对煤样抗压强度试验数据进行统计分析,实测分析结果如图 2 所示。

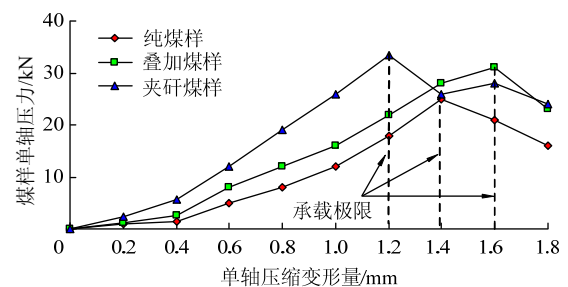


图 2 煤样受力变形曲线

Fig.2 The deformation curve of the coal samples

由图 2 可知,纯煤样试块承载极限在 25 kN 左右,轴向变形量约 1.4 mm;叠加煤样试块抗压试验结果与纯煤样试验结果相比,叠加试块承载极限与最大轴向变形量均大于纯煤样试块测量值,其中叠加试块接触面间空隙的挤压愈合效应导致了其轴向变形量相对较大,最大轴向变形量达到 1.6 mm 左右,此时煤样承载极限约为 30.5 kN;夹矸煤样试块试验结果与纯煤样试验数据相比,夹矸煤样极限承载能力有所提高,而轴向变形量却相对减小,夹矸煤样极限承载达到约 33.5 kN,最大轴向变形量约 1.2 mm,轴向变形量减小的主要原因在于较硬夹矸使得煤样试块有效变形高度有所降低。

在煤样单轴抗压试验条件下,定义煤样压力变形系数 K ,其含义为煤样单位压缩变形下的载荷变化量,表达式为:

$$K = \lim_{\Delta(\delta l) \rightarrow 0} \frac{\Delta P}{\Delta(\delta l)} \quad (1)$$

式中: P 为煤样上部承受的外载作用; δl 为煤样受力变形量。

联立煤样压力变形系数表达式(1)与单轴抗压条件下煤体弹性模量表达式^[14],计算得到:

$$E = (4l/\pi D^2) K \quad (2)$$

式中： E 为煤样弹性模量； l 为煤样变形后的实时高度； D 为煤样截面半径尺寸。

为从有限的试验数据中得到不同类型煤样的压力变形系数变化特征，特将煤样总的变形量划分为多个微小区段，根据区段端点实测数据计算得到该区段变形系数的平均值。

$$\bar{K}_i = \frac{|P_{i+1} - P_i|}{\delta l_{i+1} - \delta l_i}, \quad i = 1, 2, 3, \dots \quad (3)$$

式中： \bar{K}_i 为每一微区段压力变形系数平均值； P_{i+1} ， P_i 为区段端点位置处实测煤样承载量； δl_{i+1} ， δl_i 分别为微区段端点实测煤样变形量； i 为微区段序列编号。

不同类型煤样压力变形系数的统计平均结果如图 3 所示。

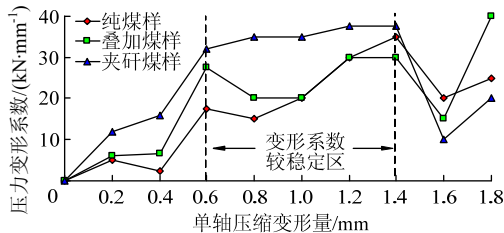


图 3 煤样压力变形系数曲线

Fig.3 The force and deformation coefficient of the coal samples

图 3 的压力测试结果表明，不同类型煤样间的压力变形系数不尽相同。煤样承载破坏前期的压力变形系数与其对应变形之间的关系类似于其承载变形特征，先是随着变形量的增加呈增大趋势，达到煤样极限承载条件时，开始逐渐变小。煤样相同变形量条件下，夹矸煤样压力变形系数一般较大，平均在 35 kN/mm 左右，且分布较为平均；叠加煤样变形系数居中，平均约 28 kN/mm；纯煤变形系数相对较小，平均 25 kN/mm。根据煤样压力变形系数与煤体弹性模量的关系式(2)可知，煤样单轴压缩过程中，煤体弹性模量亦随其压缩变形量的增加而有相同变化趋势。

值得指出的是这里的试验数据均出自煤样抗压强度试验。不同类型煤样的室内单轴抗压试验结果表明，试块的不耦合叠加或含夹矸耦合结构可以有效提高煤样的承载性能。鉴于煤样试验的初始临界失稳数据难以得到，在煤样宽高比较大条件下，可以认为煤样初始临界失稳特点相似于其抗压强度特征^[15]。由此可以定性地给出，分层叠加或夹矸试块(煤层)对煤样(煤层)稳定性的提高效果显著。

2 工作面煤壁稳定性分析

考虑到夹矸煤层及煤层分层不耦合叠加条件下有一共同特点：夹矸或分层不耦合界面都使得工作面煤层整体厚度有所减小，由夹矸或分层界面将煤层整体划分为多层不同厚度的煤层分层。对于该工作面煤壁稳定性问题的思考类比于压杆受力稳定问题，将煤体在顶板压力作用下的受力变形模型简化为下部固定、顶部自由的压杆稳定问题，如图 4 所示。

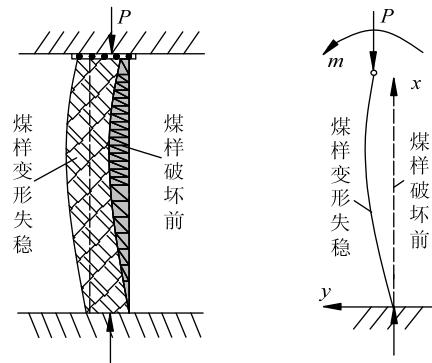


图 4 煤体受力变形

Fig.4 The deformation of the coal samples

由材料力学压杆稳定理论^[15]可知，圆柱煤样单轴压力作用下的失稳挠度表达式为：

$$\frac{d^2y}{dx^2} = \frac{M(x)}{EI} \quad (4)$$

式中： x 为圆柱煤样自下而上的位置坐标； y 为煤样挠曲变形量； $M(x)$ 为煤样截面力矩； I 为截面中性轴惯性矩，圆柱截面情况下取值为 $\pi D^4/64$ 。

圆柱煤样不同截面位置所受力矩大小为：

$$M(x) = -P[y - y(l)] + m \quad (5)$$

式中： m 为由于试块结构尺寸或煤样上端部受力不均匀引起的附加力矩； $y(l)$ 为煤样上端部挠曲变形量。

令 k 的取值为 $\sqrt{P/EI}$ ，由此得到圆柱煤样的挠曲微分方程为：

$$\frac{d^2y}{dx^2} + k^2y = \frac{m + Py(l)}{EI} \quad (6)$$

单轴抗压试验条件下，煤样端部承受外载作用力一般不为零，故 k 取值亦不为零。

挠曲方程(6)解的形式为：

$$y = A \sin kx + B \cos kx + \frac{m}{P} + y(l) \quad (7)$$

式中 A ， B 为常数。

已知边界条件：

$$y|_{x=0} = 0, \quad \frac{dy}{dx}|_{x=0} = 0, \quad \frac{d^2y}{dx^2}|_{x=l} = \frac{m}{EI} \quad (8)$$

联立式(7), (8)式及 k 值表达式解得:

$$\cos\left(l\sqrt{\frac{P}{EI}}\right) = \frac{m}{m + Py(l)} \quad (9)$$

上式即为失稳临界状态下关于煤样受力大小的超越方程。依据煤样自身力学参数与相关几何尺寸, 参照煤样室内抗压强度试验特点, 计算得到式(9)左端取值范围在 0.93~0.99 之间。在此条件下, 式(9)右端需满足关系:

$$F = \eta P \quad (10)$$

式中: η 为比例系数, 取值为 12.5~100; F 为附加力矩的等效作用力, 其值为 $m/y(l)$, 一般情况下, 随着煤样高度的增加, 煤样上端部挠度会有所变大, 附加力矩等效作用力一般为煤层高度的减函数。

由式(9), (10)可确定对应等值线条件下的等效作用力 F 与煤样高度 l 间的关系。例如, 取值为 0.99 的等值线, 比例系数为 100, 煤样承载范围大致在 5~35 kN, 由此得到附加力矩等效作用力的范围在 500~3 500 kN。若假定煤样附加力矩等效作用力与煤样高度线性相关, 即:

$$F = -30l + 3500 \quad (11)$$

联立式(9), (11)即可得到等值线取值 0.99 的失稳临界条件下煤样高度与受力大小间的关系, 如图 5 所示。

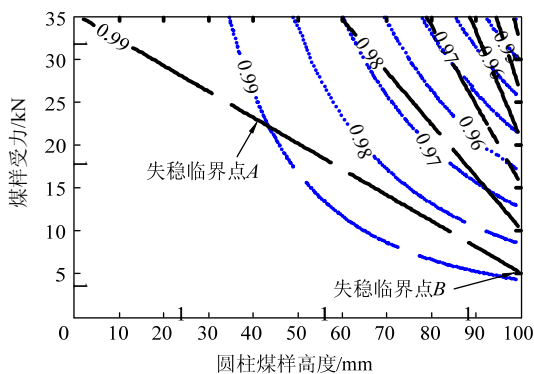


图 5 失稳临界状态下煤样高度与受力大小关系

Fig.5 The relationship between the height and force value of the coal samples under the unstable critical state

由图 5 可见, 在等值线取值为 0.99 的失稳临界状态下, 煤样高度不同时, 存在 2 个失稳临界点: 当煤样高度在 42 mm 左右时, 失稳临界点位于 A 点处, 此时煤样失稳临界力较大, 达到 23 kN 左右; 而当煤样高度在 100 mm 左右时, 失稳临界点位于

B 点处, 此时煤样失稳临界力较小, 仅 5 kN 左右。尽管如此要使煤样完全破坏, 煤样单轴外载仍需增至 25~30 kN 左右。由此可见, 结构较为完整的煤样试块高度变化对其稳定性影响较大, 高度取值越大, 相同外载作用下煤样越容易发生失稳, 且煤样从失稳至完全破坏过程中仍具有很高的承载特性。

变换式(9), 进一步研究失稳临界条件下圆柱煤样临界力的几个特殊情况, 得到:

$$P = \frac{EI}{l^2} \left[\arccos\left(\frac{1}{1+P/F}\right) \right]^2 \quad (12)$$

由式(12)可知, 当煤样承受的外载 P 与附加力矩等效作用力 F 相当时, 煤样受力失稳时的临界力为 $\frac{\pi^2 EI}{9l^2}$; 当外载 P 远大于等效力 F 时, 煤样失稳临界力为 $\frac{\pi^2 EI}{4l^2}$; 当外载 P 远小于等效力 F 时, 煤样失稳临界力为 $\frac{4\pi^2 EI}{l^2}$ 。

综上分析可以得到煤样失稳临界力大小与其高度间的关系总满足如下形式:

$$P = \frac{\beta \pi^2 EI}{l^2} \quad (13)$$

式中: β 为与外载 P 及附加力矩等效作用力 F 有关的煤样端部承载系数, $\beta \in (0, 0.25]$ 或 4, 且在无附加力矩等效作用力的特殊情况下取值为 4, 这与常规压杆稳定结论相一致; 由于煤矿生产中煤层赋存及承载条件复杂, 加之工作面的采动影响, β 一般取为 $\beta \in (0, 0.25]$; 当 $\beta \in (0, 1/9]$ 时, 煤样失稳关键影响因素源于附加力矩等效作用; 当 $\beta \in (1/9, 0.25]$ 时, 单轴外载成为影响煤样失稳的主导因素。

由式(13)可以看出, 圆柱块受力失稳临界力与试件高度的平方呈反比, 试件高度越大越容易失稳破坏。大采高工作面生产中, 煤壁处于平面应力状态, 煤壁高度较大, 同样亦导致煤壁的失稳变形, 产生片帮现象。

3 工作面煤壁稳定条件

根据上述理论分析结果, 由此可以建立夹矸煤层工作面煤壁稳定条件为:

$$q \leq p \quad (14)$$

式中: q 为工作面煤体实际承载应力; p 为煤体失稳临界状态下的临界应力。

考虑到工作面采动的影响, 工作面大范围煤体较小尺寸煤样的节理裂隙发育度及损伤度相对较

高,连续度有所降低。根据式(13), (2)结合圆柱截面中性轴惯性矩表达式,得到工作面煤体失稳临界状态下的临界应力为:

$$p = \frac{16\phi\beta IK}{D^4 l} = \frac{\pi\phi\beta}{4l} K \quad (15)$$

式中 ϕ 为工作面煤体连续度。

由此可见,工作面煤体临界应力反比于其高度值 l ,正比于煤样端头承载系数 β 、工作面煤体连续度 ϕ 以及煤体压力变形系数 K ,而与其截面尺寸 D 无关。

工作面煤体实际承载应力 q 可以根据煤层顶板运动的关键层理论^[16-17],由下述关系确定:

$$q_{n+1|1} < q_{n|1}, \quad q_{n|1} = E_1 h_1^3 \sum_{j=1}^n \gamma_j h_j / \sum_{j=1}^n E_j h_j^3 \quad (16)$$

式中: $q_{n+1|1}$, $q_{n|1}$ 为不同分层数的上覆岩层重量对煤层作用载荷; n 为煤层上方不同岩层分层数; E_j , h_j 分别为煤层以上关键层以下各岩层分层弹性模量及厚度; j 为煤层上方岩层分层自下而上的整数序列编号,取值范围 $1 \sim n$ 。

4 煤壁片帮现场实测分析

4.1 工作面地质赋存条件

西山煤电公司东曲矿 28202 工作面位于麻坪岭村庄东南,盖山厚度为 148~293 m,该工作面北东为+860 水平二采区边界回风巷;北西为+860 水平猴车暗斜井;南东为+860 水平总回风巷;南西为已规划的 28204 工作面。28202 工作面走向长度 978 m,倾向长度 206 m,煤层结构复杂,赋存较稳定。

工作面煤岩物理力学参数测试结果如表 1。

表 1 煤岩物理力学参数

Table 1 The physical and mechanical parameters of coal seam and overlying strata

序号	岩性	厚度/m	抗压强度/MPa	密度/(t·m ⁻³)	弹性模量/GPa
1	细砂岩	6.5	26.5	2.89	24.4
2	石灰岩	4.4	22.9	2.68	18.7
3	8 [#] 上煤	0.6	8.3	1.46	9.3
4	泥岩	0.4	13.7	1.98	13.5
5	8 [#] 煤	3.3	9.2	1.37	8.6

8[#]煤层厚度在 2.2~3.8 m 之间,平均 3.3 m,密度 1.37 t/m³,煤层夹矸 1~3 层;8[#]上煤厚度在 0.3~0.8 m 之间,平均 0.6 m。局部位置有 8[#]煤与 8[#]上煤分叉,夹矸厚 0~1.5 m,平均 0.42 m;距 8[#]煤层底板约 1.6 m 处有平均厚度为 0.2 m 的煤线。工作面将

8[#]煤及 8[#]上煤一次全部回采,其总厚度在 3.3~5.3 m,平均 4.3 m,8[#]煤层下部煤线不可采。可采煤层倾角 2°~8°,平均 3°。工作面工业储量 91.5 万 t,可采储量 86.9 万 t,回采率 95%。

4.2 工作面煤壁稳定性分析

根据东曲煤矿 28202 工作面地质赋存条件及煤岩物理力学参数,结合煤样单轴抗压试验数据分析结果,对工作面煤壁稳定性进行判定。

据夹矸煤样单轴压缩试验结果,由式(15)计算得到煤壁失稳时所需的临界应力为:

$$p = \frac{\pi\phi\beta}{4l} K = 274.7\phi\beta \text{ MPa}$$

由此可见,即使在工作面煤体损伤度达到 0.9,而其连续度仅 0.1 的条件下,工作面煤体失稳临界应力 p 的变化范围也在 0~6.9 MPa 之间。

结合煤层赋存条件及煤岩物理力学参数,计算得到煤层上方 4.4 m 的石灰岩层对开采煤层作用力为:

$$q_{1|1} = \gamma_1 h_1 = 0.12 \text{ MPa}$$

考虑上覆 6.5 m 厚的细砂岩对煤层的载荷为:

$$q_{2|1} = \frac{E_1 h_1^3 (\gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2)}{E_1 h_1^3 + E_2 h_2^3} = 0.06 \text{ MPa} < q_{1|1}$$

由此可知,6.5 m 厚的细粒砂岩即为该工作面正常开采过程中的关键层,此时煤层实际承载为 0.12 MPa。

综上所述可知,28202 工作面夹矸煤层实际承载量一般总小于其失稳状态时的临界力大小,此时工作面煤层稳定性较高,煤壁片帮情况较少。在煤层赋存条件复杂,采动影响剧烈,工作面煤体损伤度较高以至接近破断状态等少数情况下,工作面煤层承载不稳定,煤层端部附加作用力较大,易产生煤壁片帮现象。

4.3 实测结果分析

对东曲煤矿含夹矸煤层大采高综采工作面煤壁片帮情况进行现场实测统计分析,研究表明,东曲矿夹矸煤层 28202 工作面全长范围内,煤壁较为稳定,很少产生片帮现象。工作面正常推进过程中煤壁片帮随机测量数据结果,如表 2 所示。

这里片帮位置是指自开采工作面底板至煤壁片帮深度达到最大值时的位置高度。

对工作面片帮统计数据结果分析得到不同片帮尺寸类型条件下工作面煤壁煤体破坏范围分布特征,如图 6 所示。

表 2 工作面片帮数据
Table 2 The data of the wall caving

观测次数	片帮位置/m	片帮深度/m	片帮宽度/m	片帮高度/m
1	2.5	0.2	4.1	2.7
2	2.3	0.3	3.5	2.8
3	2.4	0.2	5.1	2.4
4	1.8	0.3	4.7	3.2
5	2.6	0.4	5.0	2.9

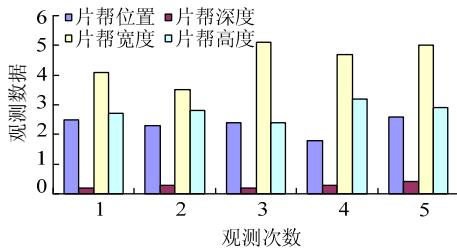


图 6 煤壁片帮尺寸分部特征

Fig.6 The size segment characteristics of the wall caving

由图 6 可见，对工作面煤壁片帮现象的多次观测结果分析表明，在工作面来压强度一定条件下，大采高硬夹研煤层不同尺寸类型的片帮破坏范围基本保持不变，其中，片帮位置一般保持在 2.32 m 左右；片帮深度一般为 0.28 m；片帮宽度范围在 4.48 m 左右；片帮高度范围一般为 2.8 m。由此可见，工作面生产条件一定情况下，在工作面正常推进过程中，大采高硬夹研煤层煤壁片帮特征具有一定的相似性。

对工作面片帮区域煤体破坏强度及特征进行统计分析描述，得到煤壁片帮统计特征如图 7。

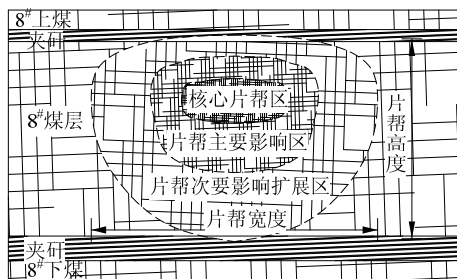


图 7 煤壁片帮统计特征尺寸素描

Fig.7 The sketch of the wall caving statistical characteristics

根据统计意义下的工作面煤壁片帮尺寸特征素描图，可以将整个片帮范围划分为 3 个区：片帮深度较大且集中的核心片帮区，片帮深度为 0.3~0.4 m；片帮深度稍小且集中程度稍低的片帮主要影响区，片帮深度为 0.1~0.2 m；片帮深度较小且分布较为发散的片帮次要影响扩展区，片帮深度在 0~0.1

m 之间。

工作面片帮数据分析表明，大采高夹研煤层工作面煤壁片帮较为稳定：

1) 8#上煤层由于厚度较薄，基本不发生片帮。

2) 8#煤层片帮多发生在距工作面底板 1.8~2.6 m 范围内，位于 8#煤层靠上部位置。其原因在于 8#煤层厚度相对较大，工作面煤体容易发生失稳变形，导致煤壁向工作面空间移动，区别于连续度较高的室内煤样试块，煤壁煤体节理、裂隙发育程度较高，煤体连续性条件差、结构完整度相对较低，此时煤壁煤体由于运动变形逐渐破碎。在煤体自身重力作用下，工作面煤壁靠上部位置，破碎煤体由于具有较高的势能易产生片帮现象。

3) 片帮深度一般在 0.2~0.4 m 范围；片帮宽度 (3.5~5.1 m) 大于片帮高度尺寸 (2.4~3.2 m)，导致此现象的原因在于工作面煤体空间尺寸效应的影响，工作面倾向长度 (206 m) 远大于煤层高度尺寸 (3.3 m)，沿工作面倾向，在煤层同一高度位置处发生片帮的几率及程度相同，某一位置的片帮易引发相邻位置的连锁片帮效应，进而导致煤壁片帮宽度一般大于其片帮高度尺寸。

5 结 论

1) 单轴抗压强度试验表明：直径及高度相同圆柱试块，夹研或叠加煤样试块较纯煤试块抗压强度有所提高，极限承载能力一般满足关系：纯煤试块 ≤ 叠加试块 ≤ 夹研试块；试块轴向变形量之间一般满足：夹研试块 ≤ 纯煤试块 ≤ 叠加试块；给出煤层硬夹研能有效提高煤体整体稳定性的结论。

2) 大采高工作面煤壁片帮机理类比于压杆受力稳定性分析：给出工作面煤壁失稳临界状态下煤体受力的超越方程；据已知关系式结合数值计算，给出煤壁失稳时临界力的求解方法；给出煤壁失稳临界状态下，煤体临界受力的几个特殊关系表达式及总的关系表达式；得到煤体失稳临界力与其高度的平方呈反比关系理论解，从而说明煤壁高度越大越易失稳变形，产生煤壁片帮。

3) 考虑到工作面大范围煤体与小尺寸煤样损伤、连续度的差异以及工作面煤体关键层下的实际承载特点，结合室内夹研煤样单轴抗压试验结果，给出夹研煤层工作面煤壁稳定条件。

4) 东曲煤矿 28202 工作面煤层硬夹研有效减少了煤层整体厚度，煤层分层稳定性有所增加；工作面夹研煤层片帮现象主要发生在 8#煤层上部位

置; 8#上煤层厚度较薄, 基本不发生片帮; 根据实测统计片帮特征, 将煤壁片帮范围划分为片帮程度不同的3个区; 从整体来看工作面煤壁片帮较为稳定, 片帮深度较浅, 片帮面积不大, 对工作面生产影响程度较小。

参考文献:

- [1] 弓培林. 大采高采场围岩控制理论及应用研究[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2006: 4-6.
- [2] 涂兴子, 康全玉, 翟新献. 厚煤层分层综采技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2002.
- [3] 史元伟. 采煤工作面围岩控制原理和技术[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003: 3-30.
- [4] 陈海波, 李伟, 康健, 等. 结构复杂厚煤层工作面年产200万t综放工艺研究[J]. 煤炭学报, 2009, 34(2): 159-162.
CHEN Hai-bo, LI Wei, KANG Jian, et al. Research of fully mechanized sublevel caving technology in structural complex thick seam face with output of 2 million tons per year[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(2): 159-162.
- [5] 杨胜利, 刘颢颢, 李杨, 等. 极近距离煤层合层综放技术[J]. 煤炭学报, 2011, 36(3): 371-376.
YANG Sheng-li, LIU Hao-hao, LI Yang, et al. The technology on full mechanized caving with combine-layers in very contiguous seams[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(3): 371-376.
- [6] 尹希文, 闫少宏, 安宇. 大采高综采面煤壁片帮特征分析与应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25(2): 222-225.
YIN Xi-wen, YAN Shao-hong, AN Yu. Characters of the rib spalling in fully mechanized caving face with great mining height[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2008, 25(2): 222-225.
- [7] 王家臣. 极软厚煤层煤壁片帮与防治机理[J]. 煤炭学报, 2007, 32(8): 785-788.
WANG Jia-chen. Mechanism of the rib spalling and the controlling in the very soft coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(8): 785-788.
- [8] 宁宇. 大采高综采煤壁片帮冒顶机理与控制技术[J]. 煤炭学报, 2009, 34(1): 50-52.
NING Yu. Mechanism and control technique of the rib spalling in fully mechanized mining face with great mining height[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(1): 50-52.
- [9] 陈亮, 孟祥瑞, 高召宁, 等. 大采高综采工作面煤壁片帮机理分析[J]. 煤炭科学技术, 2011, 39(5): 18-20.
CHEN Liang, MENG Xiang-rui, GAO Zhao-ning, et al. Analysis on spalling mechanism of coal wall law for fully mechanized high cutting coal mining face[J]. Coal Science and Technology, 2011, 39(5): 18-20.
- [10] 华心祝, 谢广祥. 大采高综采工作面煤壁片帮机理及控制技术[J]. 煤炭科学技术, 2008, 36(9): 1-3.
HUA Xin-zhu, XIE Guang-xiang. Coal wall spalling mechanism and control technology of fully mechanized high cutting longwall coal mining face[J]. Coal Science and Technology, 2008, 36(9): 1-3.
- [11] 朱涛, 张百胜, 冯国瑞, 等. 极近距离煤层下层煤采场顶板结构与控制[J]. 煤炭学报, 2010, 35(2): 190-193.
ZHU Tao, ZHANG Bai-sheng, FENG Guo-rui, et al. Roof structure and control in the lower seam mining field in the ultra-close multiple seams[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(2): 190-193.
- [12] 方新秋, 钱鸣高, 曹胜根, 等. 综放开采不同顶煤端面顶板稳定性及其控制[J]. 中国矿业大学学报, 2002, 31(1): 69-74.
FANG Xin-qiu, QIAN Ming-gao, CAO Sheng-gen, et al. Research on tip-to-face roof stability and its control for different hardness coals in fully mechanized top coal caving mining[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2002, 31(1): 69-74.
- [13] 张顶立, 王悦汉. 含夹矸顶煤破碎特点分析[J]. 中国矿业大学学报, 2000, 29(2): 160-163.
ZHANG Ding-li, WANG Yue-han. Analysis of failure characteristic of top coal with rock parting[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2000, 29(2): 160-163.
- [14] 刘鸿文. 材料力学[M]. 北京: 高等教育出版社, 2004: 140-147.
- [15] 徐芝纶. 弹性力学[M]. 北京: 高等教育出版社, 2006.
- [16] 钱鸣高, 许家林. 岩层控制中的关键层理论研究[J]. 煤炭学报, 1996, 21(3): 225-230.
QIAN Ming-gao, XU Jia-lin. Theoretical study of key stratum in strata control[J]. Journal of China Coal Society, 1996, 21(3): 225-230.
- [17] 钱鸣高, 刘听成. 矿山压力及其控制[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1991.