

硬煤裂隙能量补偿原理与应用*

邓广哲

(西安矿业学院矿山压力研究所 西安 710054)

摘要 针对硬煤顶煤冒放性问题,从理论上系统分析了顶煤破坏裂缝发展、传播条件,阐明了为提高顶煤冒放性,采用预松动措施促进煤体裂隙扩展能量补偿的设计原理和参数。通过两种实例分析,说明了能量补偿原理的应用效果和前景。

关键词 坚硬顶煤,冒放性,裂隙扩展,回收率

分类号 TD 823.4⁺9

文献标识码 A

文章编号 1000-6915(2000)04-0440-04

1 引言

放顶煤开采过程,顶煤必须经历两个不同运动阶段,即垮落之前的变形破坏阶段和垮落放出阶段。顶煤能够成功放出是实现工作面顶煤回收的直接途径,但顶煤能否顺利放出,取决于顶煤是否得到了有效而充分的破碎,能达到在架后及时垮落的目的。

对国内多个放顶煤工作面实例观测和分析表明,沿工作面走向方向顶煤出现小的周期性破断块体,阻碍了顶煤彻底回收,使顶煤回收率指标沿走向出现周期波动;沿工作面倾向,尤其大倾角煤层放顶煤,顶煤破碎出现明显分区,即未垮落区、冒落区和裂隙发育冒落困难区^[1]等,使沿工作面倾向,顶煤回收率出现不均衡现象。

由此可见,研究顶煤在架后垮落之前,破断裂隙的发生、发展规律,对实现架后顶煤的及时垮落很有实用价值。

2 煤体裂隙的扩展与破坏机理

欲知顶煤是否有效松动,必须了解顶煤中破断裂隙的发生与传播规律。

2.1 顶煤裂隙扩展条件分析

从工作面前方到支架放煤窗口上方,顶煤变形运动表明^[1, 2],为了使顶煤在放煤窗上方充分垮落,必须预先采取一定的干扰措施,促进顶煤中固有裂

隙的规律化扩展。

根据 Rittinger 假定^[3],岩石破碎过程中能量吸收与碎片表面积的增加成比例。假设裂隙表面每单位面积具有表面能,取裂隙的表面能与裂隙相联系的应变能以及由外力所做功之间的能量平衡为确定裂隙是否增大的准则。令 α 为顶煤裂隙破坏的视表面能,则依据能量理论可知,厚度为 t 的顶煤中长度为 $2c$ 的裂隙不稳定平衡条件可写成下式:

$$\frac{\partial}{\partial c}(W - 4\alpha c t) = 0 \quad (1)$$

式中: W 为内能。

由于顶煤破坏多见于受拉情形,故式(1)经积分变换可写成:

$$\pi\sigma_2^2 c = 2\alpha E \quad (2)$$

式中: E 为煤体的弹性模量。

因此,平面应力状态下长度为 $2c$ 的裂隙开始增长的拉应力 T_g 为

$$T_g = (2\alpha E / \pi c)^{1/2} \quad (3)$$

由式(3)可见,顶煤强度并不严格依赖裂隙的几何性质。

由广义 Griffith 理论可知,含裂隙的顶煤其弹性模量 E_{eff} 可写成下式:

$$E_{\text{eff}} = E / (1 + 2\pi L c^2) \quad (4)$$

式中: L 为裂隙体几何参数,即含裂隙的顶煤中每单位煤样体积中裂隙的总长度。

可见顶煤的变形依赖于式(4)线性地进行,直到

1998年10月19日收到初稿,1999年5月7日收到修改稿。

* 霍英东教育基金会资助项目(71076)。

作者 邓广哲 简介:男,35岁,博士,1984年毕业于西安科技学院采矿系地下工程专业,现任副教授,主要从事采矿与岩石力学方面的教学和研究工作。

拉应力 T 达到按式(3) 给定的临界值 T_g 。利用式(4) 和(3) 消去 c 可得到:

$$\epsilon_g = (T_g/E) + (8L \alpha^2 E / \pi T_g^3) \quad (5)$$

式中: ϵ_g 为裂缝变形至不稳定时的应变, T_g 为裂缝变形至不稳定时应力。

式(5) 是长度为 $2c$ 的裂缝增长的条件。如图 1 所示, 图中 $A-P-B$ 是 Griffith 轨迹。不难看出, 对于任一裂缝长度, 拉应力-应变曲线是线弹性的, 直到与 Griffith 轨迹某点相交, 相交时裂隙就开始扩展。

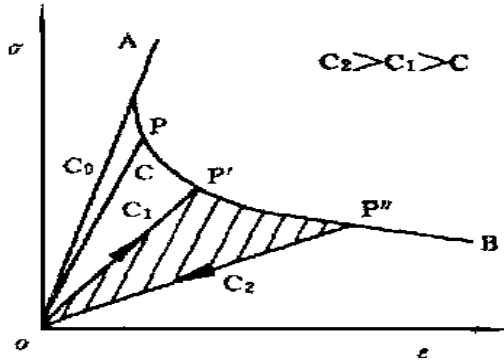


图 1 裂缝扩展煤体应力-应变图

Fig 1 Stress-strain curve of crack development in coal

当裂缝从长度 c_1 扩展到 c_2 时, 掠过的面积如图 1 中的 $OP P'$ 围成的面积, 该面积就是裂隙扩展所需吸收能量的度量。这一特点说明, 欲使固有裂缝 c_1 扩展到 c_2 , 必须由外力提供给裂隙相当于从 c_1 到 c_2 所掠过的面积数量级的能量, 且可表示为

$$U = \int_0^{\epsilon(c_1)} E(c) d\epsilon - \int_0^{\epsilon(c_2)} E(c) d\epsilon + \int_{\epsilon(c_1)}^{\epsilon(c_2)} G(c) d\epsilon \quad (6)$$

式中: $E(c)$ 为裂缝扩展时煤体的动弹模量;

$G(c)$ 为应力应变坐标系中由材料实验得到的 Griffith 曲线方程。

由此可见, 对于坚硬煤体即动弹模 $E(c)$ 较大时, 使得其中固有裂缝 c 扩展所需的外力或外力功就大, 也说明顶煤充分破碎取决于外力对顶煤提供足够的能量。

2.2 爆破对顶煤裂隙的能量补偿机理

爆破对顶煤破碎的能量供给应满足裂缝扩展的基本条件。分析爆破破岩的一般特点可见: (1) 单个爆破孔周围径向力和切向力的增高, 引起钻孔周围岩体中不同长度及有角间隔的径向裂缝扩展而破碎成扇形; (2) 爆炸时有压气体进入径向裂缝中, 对裂缝产生强烈的拉应力作用而使其扩展; (3) 爆破时发生的压缩波反射引起顶煤裂缝自由表面的拉伸破坏。

于是, 就爆破基本过程分析, 以远场反射波引起顶煤裂缝自由表面拉破坏为前题, 若忽略弹性变

形, 假设顶煤破坏裂缝简化成圆盘形裂隙扩展的基本问题, 裂隙半径为 c , 令 $\eta = c/c_0$, c_0 为裂缝初始半径; 若裂缝扩展 dc , 含裂隙煤体总的系统应变能变化为 $du_d^{(j)}$ [14]:

$$du_d^{(j)} = \frac{1-\mu^2}{E} [(\sigma^{(j)})^2 + \frac{2}{2-\mu} (\tau^{(j)})^2] 8c_0^3 n_j^2 dn_j \quad (7)$$

考虑远场应力 Q 作用时, 即爆破压缩波作用下, $\sigma = Q \cos^2 \theta$ $\tau = Q \cos \theta \sin \theta$, θ 为裂隙面倾角。则裂隙扩展单位长度体积应变能变化率可表示为

$$\frac{du_d^{(j)}}{dc_j} = \frac{8(1-\mu^2)}{E} (\cos^4 \theta + \frac{2}{2-\mu} \cos^2 \theta \sin^2 \theta) Q^{(j)2} c_0^{(j)2} \eta^2 \quad (8)$$

裂隙由 c_1 扩展到 c_2 , 则

$$U_d = \sum_{j=1}^N \int_{c_1}^{c_2} \frac{du_d^{(j)}}{dc_j} dc_j \quad (9)$$

式中: N 为爆破压缩波反射时可能拉伸扩展的裂隙数。

设计爆破能量补偿时以式(9) 结果不小于式(6) 时, 理论上裂隙将会得到充分扩展, 并能使补偿传递到指定远场处, 即能使指定远场位置处裂缝 c 扩展 dc 。

实际中由于裂隙效应和能量耗散, 能量补偿条件式(9) 应加系数为 Δ 的修正项, 才能满足式(9) 的结果不小于式(6) 的条件。修正系数 Δ 由实验确定, 具体根据试验条件下裂隙煤样, 其应力应变坐标系中 Griffith 试验轨迹的离散区间确定。

因而, 裂隙扩展平均能量补偿条件可写为

$$U_d (1 + \Delta) = u \quad (10)$$

式中: u 为裂隙煤体的总应变能。

3 两种煤样修正系数 Δ 的确定

理论上, 裂隙扩展前后煤体总应变能的释放差值及能量耗散(如声能、热能等)之和构成弹性体裂隙不稳定扩展的总应变能。可见, Δ 的含义就是为了维持裂隙不稳定扩展的总应变能水平, 而必须给以式(9) 之外的补偿部分。显然, 式(10) 左边从理论上满足了式(10) 的条件。即由式(6) 的物理意义与式(10) 中 Δ 的物理意义对比可见, 实际中只需满足式(10) 左边项, 从理论上不必再去具体求解式(10) 左边项。根据准三轴试验条件下 A, B 煤样组分析, 其应力应变坐标系中 Griffith 试验轨迹的离散区如图 2 所示。 A, B 组煤样特征参数和离散区间分布见表 1, 2。

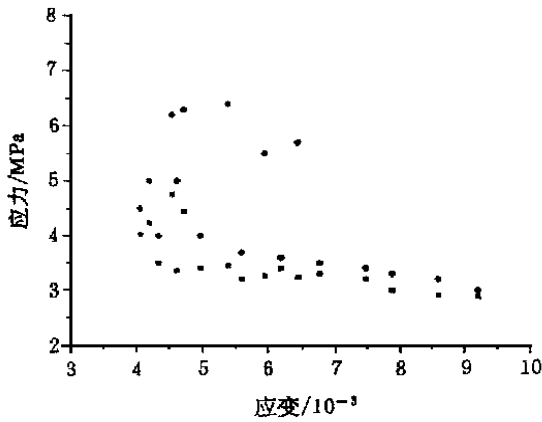


图2 煤体 Griffith 试验轨迹分布图

Fig 2 Locus distribution of Griffith test in coal

表1 裂隙几何特征参数

Table 1 Characteristic parameters of fracture geometry

位置	排距 d /cm	平均半径 /cm	倾角 / (°)	密度 /条 · cm ⁻²
A 组	15~ 20	20	0	0.035
B 组	30~ 35	16	18	0.009

表2 样煤 Griffith 试验离散区间分布

Table 2 Discrete region of Griffith test for coal specimen

项目	试验工作		Q /kN · m · cm ⁻³	离散区大小	
	面名称	普氏硬度 f		/%	平均 /%
A 组	A	2.5~ 3	31	10~ 20	15
B 组	B	3~ 3.2	48	13~ 18	15.1

因而对于 A 组煤样裂隙扩展平均能量补偿表示式由式(10) 可写为

$$U_d(1 + 0.15) = u \quad (11)$$

同样, 对 B 组煤样, 也有

$$U_d(1 + 0.151) = u \quad (12)$$

4 实例分析

应用煤体裂隙扩展能量补偿原理, 对如下两类工作面顶煤的预松动作如下实验。

实例 1: 试验工作面 A (即表 1, 2 中 A), 工作面长度 32m, 采高 2m, 顶煤厚度 8m, 普氏硬度系数 f 见表 2。工作面采用单体支柱配合 Π 形钢梁管理顶板, 架后剪网放煤。

松动前, 顶煤常在架后暴露, 长度 3~ 2m, 垮落不及时; 即使垮落, 也会因块度大, 难以放出。工作面采放比由 1:1 调整到 4:1, 同时放炮切顶, 放煤效果仍不理想, 回收率仅 56%, 工作面煤炭损失增加。经过工作面顶煤破坏特征观测, 发现顶煤下部破碎不充分, 暴露长度大, 应加强其松动效果。

由于顶煤在一定程度上已经受到过矿压破坏, 裂纹长度依据探巷统计, 取平均值 0.40m, θ 取平行于工作面的煤壁角, 则根据煤体裂隙扩展能量补偿原理, 按式(11) 能量条件, 需沿工作面倾向在支架的第三、四排柱间设计 3~ 4m 深 $\Phi 45$ 的爆破孔, 孔深度满足煤厚度的 1/2~ 1/3, 径长比 1:50~ 1:40, 孔装药量满足煤体裂隙扩展能量补偿条件式(9) 及(11) 的计算结果, 即每孔 1~ 2 个标准药量。

松动后, 顶煤破碎效果大大增强, 顶煤回收率得到提高, 较未松动前提高 26% 左右, 顶煤块度减小, 含矸率得到抑制。

松动期间, 由圆图压力自记仪连续监测工作面支架载荷变化情况。分析可见, 支架时间加权平均阻力为 360 kN/架, 相当于额定工作阻力的 36%~ 40%。可见, 安全松动爆破对工作面支护结构不会引起振动破坏。

实例 2: 试验工作面 B, 煤层结构复杂, 煤层厚度 7~ 12m, 平均厚 8.5m, 煤层普氏硬度 $f = 3 \sim 3.2$, 煤层节理裂隙不发育, 工作面长度 100m, 为综放面, 采高 2.8m, 放煤高度 6m, 采放比选用 2:1。

考虑到煤层裂隙不发育特征, 应首先充分利用矿压破煤作用; 根据顶煤由探巷统计的裂隙见表 1, 裂隙扩展能量补偿条件, 选择 Δ 值如表 1 中 B, Δ 取 15.1%。因此由式(11) 设计每个松动位置由计算得到补偿能量密度应为 2 kg · m/cm³, 每孔装药量由 12 kg 到 25 kg 不等。同时根据工作面周期来压步距, 选择预松动位置超前工作面二倍周期来压范围, 扇形布孔, 孔口高 0.5m, 孔组间距 3m 左右。爆破孔间夹设空孔以利顶煤中裂隙的扩展。

松动后, 顶煤放出块度平均为 20cm 左右, 最大为 50cm, 架后大块堵卡放煤窗现象减少, 放煤较松动前容易, 顶煤垮落角增加到 60°~ 68°。

对顶煤回收率的分析表明, 顶煤架后垮落及时, 出煤时间延长, 在采 2 放 1 顺序两轮放煤条件下, 第一轮放煤时间增加显著, 出煤时间增加 60s 左右; 第二轮放煤困难减小, 出煤总量增加。经统计分析, 松动后, 顶煤回收率较松动前提高 12% 左右。

放煤过程, 工作面无冒落, 煤壁无片邦现象。

5 结论

(1) 坚硬煤层, 顶煤滞后工作面破断成大块, 或在架后悬而不垮, 是当前制约顶煤回收率提高的主要因素之一; 但对不同硬度和完整程度的顶煤, 其放出情况还受到预煤松动参数的制约。

由裂隙扩展分析表明, 煤体固有裂隙扩展能量

补偿必须不低于裂隙最低起始能量, 即不低于 Griffith 轨迹上裂缝扩展扫过面积数量级的能量, 即:

$$U_d(1 + \Delta) = u$$

(2) 实践中, 利用爆破裂隙能量补偿原理, 设计最佳裂隙扩展参数应满足远场裂隙受爆破压缩波反射引起裂面能够拉伸破坏。此条件对硬煤开采有重要价值。爆破补偿技术措施适合顶煤破断裂隙传播规律时, 不仅能提高顶煤冒放性和回收率指标, 同时不会造成工作面支架产生振动破坏。

(3) 顶煤破碎放出过程的影响因素多, 因而能量补偿系数 Δ 取值, 应以实验为准; 同时应从矿压破碎顶煤的全局出发, 对工作面放煤步距、放煤顺序、循环放煤次数等工艺参数合理配置, 可以使顶煤回收率得到提高。

参 考 文 献

1 邓广哲. 急斜硬煤破断顶煤矿压显现规律[J]. 东北煤炭技术,

1991, (4): 32~ 35

2 Deng Guangzhe. Application of computer simulation to a caving method of steep seams [A]. In: Proceedings of International Symposium on Application of Computer Methods in Rock Mechanics and Engineering [C]. Xi an, China: [s, n], 1993, 1157~ 1160

3 [波]鲍莱茨基 S. 矿山岩体力学[M]. 于振海, 刘天泉译. 北京: 煤炭工业出版社, 1985

4 邓广哲, 朱维申. 岩体非线性卸荷与蠕变的基本特点[J]. 西安矿业学院学报, 1997, 17(4): 332~ 325

5 邓广哲. 放顶煤采场覆岩运动与破坏规律[J]. 矿山压力与顶板管理, 1994, (3/4): 192~ 196

6 耶格 J C, 库克 N G. 岩石力学[M]. 北京: 科学出版社, 1980

7 朱诗顺, 李鸿昌, 杨振复. 放顶煤开采工作面上覆煤岩体的结构[J]. 岩石力学与工程学报, 1996, 15(2): 150~ 154

8 张顶立. 下分层综放开采矿山压力控制[J]. 岩石力学与工程学报, 1998, 16(2): 159~ 166

THE ENERGY COMPENSATION PRINCIPLE OF HARD COAL CRACK AND ITS APPLICATIONS

Deng Guangzhe

(Dept. of Mining Engineering, Xi an University of Science and Technology, Xi an 710054 China)

Abstract The development and propagation conditions of top coal damage crack are systematically analysed in theory. The design principle and parameters of prereduction are used to promote the energy compensation for fissure extension in order to improve the character of top-coal-fall. Finally, the application effects and prospects of energy compensation principle are illustrated with two practical examples.

Key words top hard coal, character of top-coal-fall, fissure extension, rate of recovery

新书简介

《路桥施工图识读指南》一书由孙建国编著, 人民交通出版社 1999 年 7 月出版, 32 开本, 182 页, 15.3 万字, 定价 12 元。

该书共分十二个章节, 前六章中主要介绍路桥施工图的投影理论、图示方法、特点以及形体的表达方法, 着重讲述了如何应用“形体分析法”与“线面分析法”相结合, 识读组合体的投影图的技巧和方法。后面的六章中讲述了尺寸的注法和识读方法, 轴测投影(即直观图)的作图方法, 标高投影等, 着重讲述了路桥施工图的组成、内容、图示特点和识读方法。其中第十二章讲述了工程文件的阅读方法, 具有较强的专业特色。

该书可供参与工程项目的各级施工人员和技术人员在生产实践中参考, 也可供大专院校的学生作为辅助教材。