

煤层条件对顶煤可放性的影响研究*

康天合 宋选民 弓培林 靳钟铭
(山西矿业学院采矿工艺研究所, 太原, 030024)

文 摘 根据现场观测、相似材料模型试验和数值分析结果, 研究了影响放顶煤开采顶煤可放性的煤层条件, 提出了各种条件的临界值、影响规律和次序, 得出了预测各种煤层顶煤可放性的综合表达式和分类方案。

关键词 煤层条件, 可放性, 裂隙分布分形特征。

1 前 言

放顶煤采煤法是开采厚煤层的一种有效方法, 自 80 年代以来, 我国进行了大量的理论与实践。文献[1]对放顶煤开采时的顶煤运动和矿压显现规律、放煤参数和放煤方式选择的依据以及提高回收率的途径等主要问题作了较全面的介绍。文献[2]根据模型试验, 分析了煤岩分界线的移动规律, 侧重从理论上探讨了控制含矸率, 提高回收率的合理放煤步距。但是, 实践证明放顶煤采煤法并非在所有的厚煤层条件下均可获得成功, 如太原王封煤矿在采深不足 100m, 煤层中含有 0.6~ 0.8m 厚的砂质页岩夹石层的条件下, 顶煤放出率仅 20~ 30% 左右, 造成了经济和资源上的巨大浪费。因此推广放顶煤采煤法的前提是顶煤应具有较好的可放性。

顶煤的可放性是指煤层顶部煤体在支承压力作用下冒落和放出的难易程度, 亦即顶煤冒落特性和放出特性的总和。影响顶煤可放性的因素很多, 但从总体上可分为地质因素和技术因素两大类。地质因素主要有煤层深度、强度、裂隙发育程度、夹石层和煤层的厚度以及顶板条件等; 技术因素主要有支架的架型和工作阻力、放煤口尺寸和位置、采放比和放煤步距等。本文主要探讨地质因素对顶煤可放性的影响, 旨在按照煤层条件合理选择放顶煤开采及工艺参数。

2 开采深度对顶煤可放性的影响

理论研究和现场观测证明, 顶煤变形和破坏过程经历四个阶段^[3, 4], 即弹性变形阶段 I、压裂阶段 II、松动阶段 III 和放落阶段 IV。其中决定顶煤可放性的关键是顶煤在压裂阶段的破碎程度。

煤是一种多裂隙体, 以脆性拉伸破坏为主, 遵循修正的格里菲斯强度理论, 即

$$\sigma_1 = R_C + \left| \frac{\sqrt{1 + \tan^2 \varphi} + \tan \varphi}{\sqrt{1 + \tan^2 \varphi} - \tan \varphi} \right| \sigma_3 \quad (1)$$

式中 R_C 为煤的单轴抗压强度; φ 为煤的内摩擦角; σ_1 和 σ_3 分别为第一和第三主应力。若将 $\sigma_1 = K \gamma H$ 和 $\sigma_3 = \lambda \gamma H$ 代入式(1), 得

* 山西省自然科学基金和煤炭科学基金资助项目。
到稿日期: 1995- 01- 16.

$$H = \frac{R_c}{\gamma \left[K - \lambda \frac{\sqrt{1 + \tan^2 \varphi + \tan \varphi}}{\sqrt{1 + \tan^2 \varphi - \tan \varphi}} \right]} \quad (2)$$

式中 H 为煤层开采深度; γ 为顶板岩石平均容重; K 为应力集中系数; λ 为侧压系数。式(2)可以预测不同煤层放顶煤对开采深度的适应性。

3 煤层强度对顶煤可放性的影响

强度是煤体抵抗破坏能力的主要指标。单轴抗压强度 R_c 在一定程度上代表了煤体对压力的反应能力。考虑没有弱面的情况, 煤体 R_c 的大小对在压力作用下发生破坏的影响是线性的, 即 R_c 越大, 顶煤可放性越差。图1示出顶煤放出率 n 随其 R_c 的变化规律, 线性回归方程为 $n = 89.595 - 2.014R_c$, 相关检验系数 $r = 0.79$ 。可见 R_c 是影响顶煤可放性的关键因素。

4 煤体裂隙分布对顶煤可放性的影响

煤体裂隙分布对其可放性的影响主要有两个方面: 一是裂隙面的存在降低了煤体的强度; 二是裂隙的密度、组数和贯通性等的增大, 使煤体冒落的块度减小, 易于放出。

以往对单一裂隙面的力学特性研究较多, 但如果裂隙密度不够, 其研究对顶煤可放性意义不大; 其次, 仅用裂隙的线密度和组数也不能全面表达裂隙分布对顶煤可放性的影响, 因为裂隙的贯通性也是一个重要方面。有些煤层内小的断续裂隙相对发育, 而有些煤层内大的贯通裂隙相对发育, 因此合理评价裂隙分布对顶煤可放性的影响, 需要定量表示煤体内不同长度裂隙数量及其分布规律。

根据分形几何学的基本思想, 提出定量表示煤体裂隙长度-条数分布规律的分形测量方法^[5], 即在观测煤样表面上定出边长为 L_0 的一个正方形区域, 称 L_0 为初始分形测量尺度, 统计切穿该区域的裂隙条数, 记为 $n(L_0)$; 将边长为 L_0 的区域划分成边长为 $L_1 = L_0/2$ 的正方形网格, 统计切穿每个小方格的裂隙条数, 并累加作为 L_1 尺度下的视条数 $n(L_1)$; 余此类推。最后在 $\ln n(L) - \ln L$ 的双对数坐标上作图, 图中直线的斜率即为反映裂隙长度-条数分布规律的分形维数 D , 在 $L_0 \times L_0$ 范围内 D 和 $n(L)$ 之间遵循

$$n(L) = a_0 L^{-D} \quad (3)$$

式中 L 为观测尺度; a_0 为比例系数。根据在无标度区内随尺度不变性的分形几何基本原理, 可以得到成倍于 $L_0 \times L_0$ 范围 $L_E \times L_E$ 内的贯通裂隙条数 $n(L_E)$ 为

$$n(L_E) = m_0 a_0 L_E^{-D} \quad (4)$$

式中 $m_0 = (L_E/L_0)^2$ 。

图2(a)示出26个煤层测得的 D 和 R_c 之间的关系, 其回归方程为

$$D = 1.3674 \exp(1.6626/R_c) \quad (5)$$

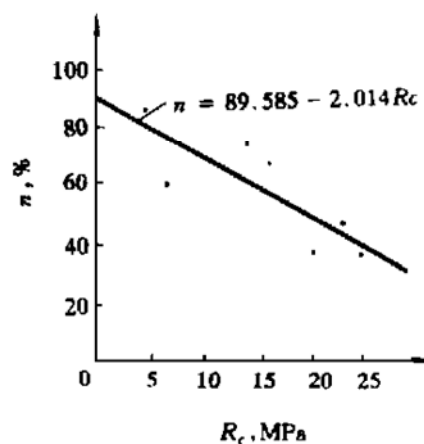
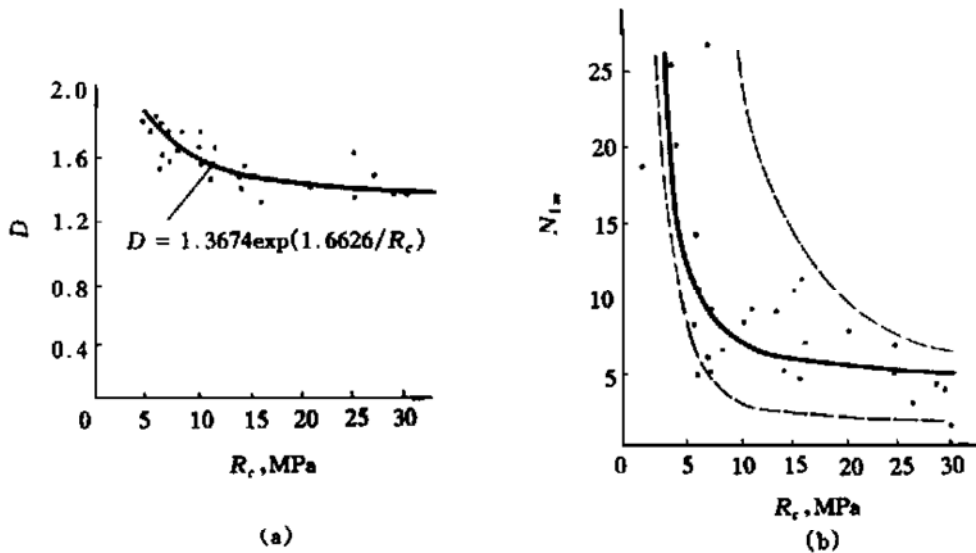


图1 顶煤放出率 n 随 R_c 的变化

图2 D 和 N_{1m} 与 R_c 的关系

该式的相关检验系数 $r = 0.8035$, 显著相关。

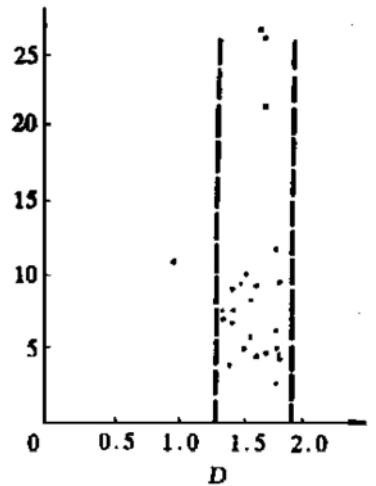
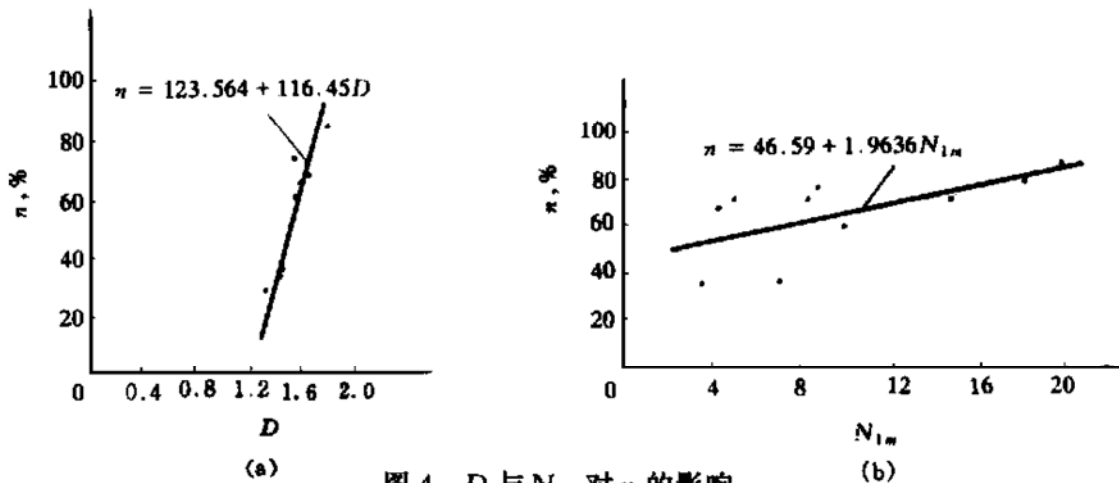
图 2(b) 示出 $1\text{m} \times 1\text{m}$ 范围内表面上贯通裂隙条数 N_{1m} 与 R_c 之间的关系, 其回归方程为

$$N_{1m} = 3.925\exp(5.924/R_c) \quad (6)$$

该式的相关检验系数 $r = 0.393$, 故 N_{1m} 与 R_c 之间有近似的负指数关系。

从图 3 中 D 与 N_{1m} 的散点图可见在 D 与 N_{1m} 之间无相关关系, 故 D 与 N_{1m} 是反映裂隙分布特征的两个独立的定量参数。 D 表示裂隙贯通性随尺度的变化特性, 而 N_{1m} 表示 $1\text{m} \times 1\text{m}$ 表面上贯通裂隙的数目。

图 4(a) 和图 4(b) 分别表示 D 和 N_{1m} 对顶煤放出率 n 的影响, D 和 N_{1m} 与 n 之间均有近似的线性关系, 因此可用 DN_{1m} 综合反映裂隙的分布特征。用 C 表示裂隙分布对顶煤可放性的影响系数, 则当 $DN_{1m} \leq 5 \sim 7$ 时, 取 $C = 0.1$; $DN_{1m} = 7 \sim 9$ 时, $C = 0.2$; $DN_{1m} = 9 \sim 11$ 时, $C = 0.3$; $DN_{1m} = 11 \sim 13$ 时, $C = 0.4$; $DN_{1m} \geq 13 \sim 15$ 时, $C = 0.5$ 。

图3 D 与 N_{1m} 关系的散点图图4 D 与 N_{1m} 对 n 的影响图4 D 与 N_{1m} 对 n 的影响

5 夹石层对顶煤可放性的影响

厚煤层中存在夹石层的现象是较普遍的。夹石层的层位、厚度和岩性不同,对顶煤可放性的影响也不同。一般距煤层顶板 1.0~1.5m 内的上部夹石层和距煤层底板 1.5~2.5m 内的下部夹石层对顶煤可放性影响不大,而位于煤层中部的夹石层对顶煤可放性具有较大的影响;页岩类夹石的 R_c 一般为 10~30MPa,相当于中硬或硬煤的强度,且多呈片状冒落,对顶煤可放性影响不大;而砂岩类夹石的 R_c 一般为 30~50MPa,多形成块径为 0.5~0.8m 的冒块,在放煤过程中往往形成桥拱式结构,使其上顶煤难以放出。根据煤层中部存在夹石层的顶煤变形、破碎及离层情况,将夹石层简化为悬臂力学模型,若将悬臂最大长度控制在 1.0m,可得最大临界夹石层厚度 m_j 的计算式

$$m_j = \frac{0.3 \gamma_{\text{研}} + \sqrt{0.09 \gamma_{\text{研}}^2 + 120 \gamma_{\text{煤}} h_{\text{煤}} R_t}}{2 R_t} \quad (7)$$

式中 $\gamma_{\text{研}}$ 和 $\gamma_{\text{煤}}$ 分别为夹石和顶煤的容重; $h_{\text{煤}}$ 为夹石层上顶煤厚度; R_t 为夹石的抗拉强度。

6 煤层厚度对顶煤可放性的影响

煤层厚度对顶煤可放性的影响实质上是顶煤厚度 m_d 的影响。过薄的顶煤是一种伪顶,很难控制它在支架尾部冒落,此将导致直接顶超前破碎,到放煤口时与顶煤混在一起放出,不仅煤质受影响,还将大量顶煤丢失在采空区;过厚的顶煤在控顶区内很难得到充分松动,则在冒落区内难以冒落。因此放顶煤开采应有一个合理的煤层厚度范围,这个范围值的大小在一定程度上受顶煤冒落结构和放出体形态的控制。

相似材料模型试验和现场观测结果表明,硬煤($R_c > 20\text{MPa}$)的冒落呈桥拱式结构,放出体似抛物形全拱,这样的顶煤可放性差,不易采用放顶煤开采;中硬煤($R_c = 10 \sim 20\text{MPa}$)的冒落呈半拱式结构,放出体似椭圆柱状,这样的顶煤可放性中等;软煤($R_c = 4 \sim 8\text{MPa}$)的冒落呈上窄下宽的柱状体,放出体似椭球状,这样的顶煤可放性最好。

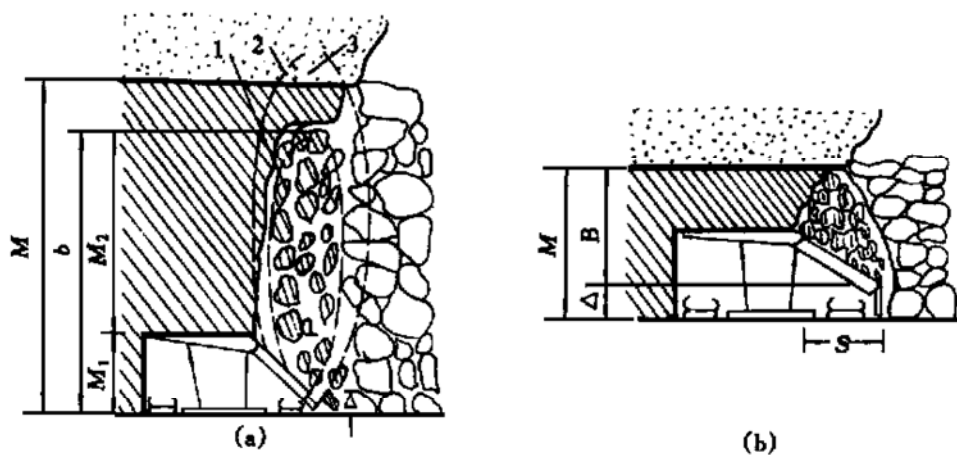


图5 软煤和中硬煤的冒落结构

图 5(a) 为软煤柱状冒落的典型状态。图中 1 为放出椭球体; 2 为松动椭球体。由此确定最大临界煤层厚度为放出椭球体的长轴 b , 即

$$M_{\max} = b = M_1 + M_2 = M_1 + (M_1 - \Delta)/(K_p - 1) \quad (8)$$

式中 Δ 为放煤口高度, 低位放煤时 $\Delta \approx 0$, 中位和高位放煤时, 我国目前有四种规格, 即 $\Delta = 1.2\text{m}$, 1.5m , 1.8m 和 2.4m ; K_p 为顶煤碎胀系数, $K_p = 1.3$; M_1 为底层采高。若取 $M_1 = 3.0\text{m}$, $\Delta = 0$, 可得最大临界煤层厚度为 13.0m 。

图 5(b) 示出中硬煤最小临界厚度时的半拱式冒落结构, 此时最小拱高 B 为

$$B = S/f \quad (9)$$

故最小临界煤层厚度为

$$M_{\min} = \Delta + B = \Delta + S/f \quad (10)$$

式中 S 为顶煤冒落宽度, 我国目前的放顶煤支架有 $S = 1.5\text{m}$, 2.4m 和 3.4m 三种; f 为煤块的内摩擦系数, $f = 0.5 \sim 0.7$ 。取 $S = 1.5\text{m}$, $f = 0.5$, $\Delta = 1.2\text{m}$, 得最小临界煤层厚度为 4.2m 。我国目前已试验成功 4.5m 的一次采全高综采液压支架, 所以可以认为一次采全高的最大合理厚度就是放顶煤开采的最小临界厚度。

7 顶板条件对顶煤可放性的影响

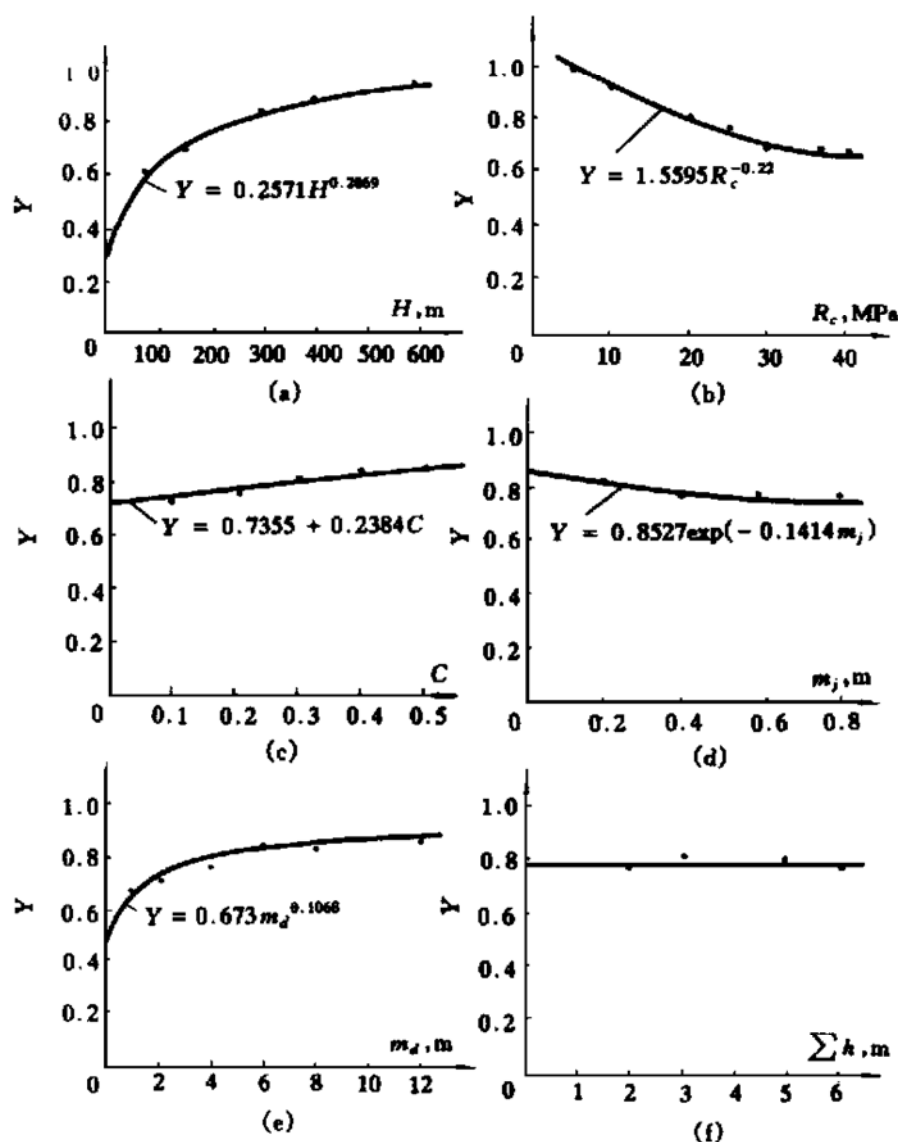
煤层顶板包括两部分, 即直接顶和老顶。如果直接顶能够随采随冒, 且具有一定的厚度, 则有利于顶煤放出; 如果直接顶滞后冒落或厚度较小, 将造成顶煤在放出体以外垮落而散落在采空区。对顶煤放出最有利的直接顶厚度 Σh 应为冒落后能充满采出空间, 即 $\Sigma h \geq M/K_p$, 其中 M 为采放高度; K_p 为顶板岩石碎胀系数。

老顶是传递支承压力的主要岩层, 是影响 K 值的主要因素。来压前的顶煤可放性好正是 K 值达到最大的结果。但不同老顶条件下放顶煤工作面的 K 值, 除初次来压时变化较大外, 周期来压时相差不大^[4], 因此在研究正常开采条件下的顶煤可放性时, 不同老顶的影响可忽略。

8 对各因素影响规律的数值分析及顶煤可放性分类

在对单个影响因素分析的基础上, 对 6 个主要因素各取 5 个值, 即 H 取 $70, 150, 300, 400, 600\text{m}$; R_c 取 $10, 15, 20, 30, 40\text{MPa}$; C 取 $0.5, 0.4, 0.3, 0.2, 0.1$; m_j 取 $0, 0.2, 0.4, 0.6, 0.8\text{m}$; m_d 取 $2, 4, 6, 8, 12\text{m}$; Σh 取 $0, 2, 3, 5, 6\text{m}$ 。采用正交方法组成 25 个试验方案, 以岩石的破坏理论为基础, 采用库仑-莫尔准则计算顶煤各单元破坏程度的大小, 称其为破坏系数 Z 。将各单元破坏系数 Z 按面积进行加权平均, 得出各方案顶煤单元平均破坏系数 $\bar{Z}$, 然后将试验结果按影响因素分组, 求出每组的顶煤破坏系数综合指标 Y , 以此分析各因素的影响规律和程度。用一元线性回归得到各因素与试验结果的相关关系示于图 6(a)~(f)。

由图 6 可以看出, 随着 H 的增大, Y 值呈指数规律增加, 当 H 在 100m 采深以内, Y 值急剧下降, 即 H 不足 100m 的煤层可放性很差。 H 超过 400m 后, Y 值增加缓慢, 深度的影响减弱; 随着 R_c 的增大, Y 值呈负指数规律减小, 当 $R_c < 20\text{MPa}$ 时, Y 值变化明显, 说明强度小于 20MPa 的顶煤可放性较好; 随着 C 的增大, Y 值呈线性规律增大; 随着 m_j 的增大, Y 值呈线性规律减小; 随着 m_d 的增大, Y 值呈指数规律增加, 但当 $m_d < 2.0\text{m}$ 时, Y 值急剧下降, 说明厚度在 2.0m 以下的顶煤不宜采用放顶煤开采。由图 6(f) 可见, 无论是线性还是非线性回

图6 Y 值与各影响因素的相关关系

归。 Σh 与 Y 值无相关关系,但实际上顶煤的放出率与 Σh 有关,其原因是有限元计算是以顶煤破坏系数作为判别指标,而直接顶厚度主要是影响顶煤放出效果。

为了明确各因素对顶煤破坏性影响的主次排序和影响程度,将上述5个因素一起作多元回归分析,得

$$\bar{Y} = 0.704 + 0.0006338H - 0.00786R_c + 0.238C - 0.1797m_j + 0.01434m_d \quad (11)$$

该式的 F 检验值为 $107.4 > F_{0.01} = 4.17$, 复相关系数 $R = 0.983$, 即有强烈的线性关系。各因素的标准回归系数为 $b'_H = 0.703$, $b'_{R_c} = 0.504$, $b'_C = 0.2$, $b'_{m_j} = 0.3024$, $b'_{m_d} = 0.2936$, 所以各影响因素的主次排序为 H , R_c , m_j , m_d 和 C 。

图7示出14个放顶煤工作面顶煤回收率 n 与由式(11)预测的顶煤破坏系数综合值 $\bar{Y}$ 之间具有近似的线性关系,回归方程为 $\bar{Y} = 0.4659 + 0.005378n$, 相关系数 $r = 0.717 > 0.661$ ($\alpha = 0.01$), 高度线性相关,因此运用式(11)可以预测各种煤层的顶煤可放特性。

表1给出根据 $\bar{Y}$ 值进行顶煤可放性分类的类别划分及其相应放煤工艺特点。表2给出对全国7省29个厚煤层可放性的分类结果,其中部分放顶煤试采工作面的试验结果证明了这一分类结果的正确性。太原王封煤矿8~9#煤层不仅采深线,而且有厚0.6~0.8m的夹石层,顶煤放出率仅20~30%,采取预注水软化措施后,也只能达到40%~50%,故实践中认为是不适宜采用

放顶煤开采的, 与本分类中 V 是一致的; 大同忻州窑矿 11[#] 层煤质坚硬, 裂隙不发育, 且又有夹石层等, 顶煤放出率平均为 40%, 采取专门的顶煤爆破松动措施后可达到 60%, 与本分类中 IV 类是一致的; 轩岗刘家梁矿采用大底座“三软”煤层放顶煤支架, 顶煤回收率达到 85.8%, 与本分类中 I 类相一致; 潞安王庄煤矿 4309 工作面采用高位开天窗放顶煤支架, 注水后顶煤放出率为 65%, 但改用四柱中位放顶煤支架后, 不注水也能达到 67% 以上, 与本分类中 II 类相一致。表 2 中属于 I, II 类顶煤各 10 个煤层, 各占 34.5%, II 类 4 个煤层, 占 13.8%, IV 类与 V 类分别为 3 个和 2 个煤层, 分别占 10.3% 和 6.9%。这个比例与目前放顶煤采煤法试验现状相一致。

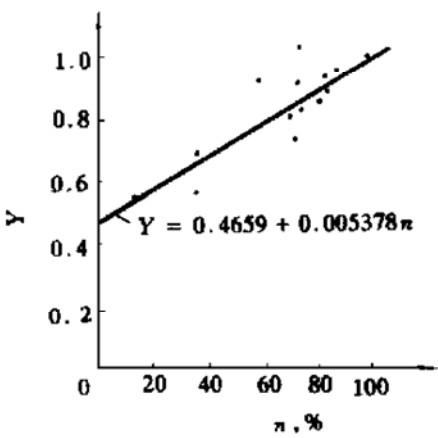


图 7 Y 值与顶煤回收率的关系

表 1 顶煤可放性的类别划分及工艺特点

类别	可放程度	Y 值	放 煤 工 艺 特 点	冒 放 结 构
I	极好	> 0.9	选择有利于控制架前煤壁冒顶的支架	柱状冒落, 椭球放出
II	好	0.8~ 0.9	选择合理的低位放煤支架和合适的放煤口尺寸	半拱冒落, 椭柱放出
III	中等	0.7~ 0.8	除选择合理的低位放煤支架外, 加大放煤口尺寸, 选择合理的放煤步距和放煤工艺	半拱或桥拱冒落, 椭柱放出
IV	差	0.6~ 0.7	除选择合理架型和工艺参数外, 必须采取专门的顶煤处理措施	桥拱冒落, 抛物拱放出
V	极差	< 0.6	不适宜放顶煤法	桥拱冒落

表 2 全国主要矿区厚煤层可放性分类结果

序号	矿 区	煤层	H (m)	R _C (MPa)	C	m _j (m)	m _d (m)	Y 值	类别
1	山西太原王封	8~ 9 [#]	90	16	0.1	0.7	4.0	0.5909	V
2	山西太原大龙	5 [#]	200	5.7	0.3	0.2	4.0	0.8840	II
3	山西轩岗焦家寨	5 [#]	140	2.8	0.5	0	4.0	0.9471	I
4	山西阳泉一矿	15 [#]	250	14.9	0.2	0.3	3.5	0.7892	III
5	山西潞安王庄	3 [#]	200	16	0.3	0	4.0	0.8338	II
6	山西阳泉荫营	15 [#]	220	8.5	0.4	0	3.8	0.9263	I
7	山西古交嘉乐泉	2~ 4 [#]	127	10	0.3	0.52	5.7	0.7656	III
8	山西晋城新庄	3 [#]	175	10	0.3	0	4.5	0.8722	II
9	山西晋城唐安	3 [#]	200	15	0.4	0.3	4.0	0.8115	II
10	山西晋城永安	3 [#]	193	25	0.1	0.1	4.2	0.6959	IV
11	山西大同忻州窑	11 [#]	300	30	0.1	0.4	6.0	0.6963	IV
12	山西晋城凤凰山	3 [#]	140	35	0.1	0.1	3.0	0.5665	V
13	山西汾西水峪	10 [#]	190	6.5	0.4	0	4.7	0.9359	I
14	山西轩岗刘家梁	5 [#]	140	2.8	0.5	0	3.5	0.9399	I
15	山西阳泉四矿	15 [#]	240	20	0.8	0.2	3.0	0.6774	IV
16	陕西铜川崔家沟	4~ 2 [#]	262	17.5	0.3	0.05	3.35	0.8429	II
17	河南平顶山一矿	8 [#]	480	14	0.4	0.15	5.0	1.0381	I
18	河南密县超化	2 [#]	160	5	0.5	0	5.9	0.9697	I
19	河南平顶山高庄	16~ 17 [#]	300	14	0.5	0	5.5	0.9820	I
20	陕西铜川下石节	4~ 2 [#]	177	17.5	0.2	0	9.0	0.8553	II

续表 2 全国主要矿区厚煤层可放性分类结果

序号	矿 区	煤层	H (m)	R_C (MPa)	C	m_j (m)	m_d (m)	Y 值	类别
21	陕西韩城象山	5 [#]	230	8.5	0.4	0	3.0	0.9212	I
22	黑龙江鹤岗南山	18 [#]	150	10	0.2	0.4	9.7	0.7877	III
23	辽宁阜新东梁	2-4 [#]	300	16	0.1	0.3	10.0	0.8817	II
24	辽宁阜新五龙	214 [#]	300	16	0.1	0.4	12.0	0.8930	II
25	辽宁沈阳蒲河	褐煤	150	17.5	0.5	0.12	9.0	0.8880	II
26	山东兖州鲍店	3 [#]	435	16.56	0.1	0	6.2	0.9622	I
27	山东兖州兴隆庄	3 [#]	412	30	0.3	0.3	5.3	0.8228	II
28	河南郑州米村	II ₁	130	5	0.5	0	6.0	0.9521	I
29	河北邢台矿	2 [#]	360	20	0.1	0.4	3.7	0.7799	III

9 结 语

本文在对影响顶煤可放性的煤层条件进行全面分析的基础上,提出了放顶煤开采的各种煤层条件的临界值;得出了预测顶煤可放性的综合表达式,并根据 Y 值的大小将煤层按可放性分为五类,指出了各类煤层的放顶煤工艺特点。这些研究结果为放顶煤采煤法的合理推广应用提供了理论依据,对于生产实践中选择放顶煤支架和确定放顶煤工艺参数具有一定的指导意义。

参 考 文 献

- 1 吴 健. 我国放顶煤开采的理论与实践. 煤炭学报, 1991, 16(3): 2~ 11.
- 2 于海涌. 放顶煤综采放煤步距探讨. 东北煤炭技术, 1988(4): 8~ 13.
- 3 靳钟铭. 开天窗支架放顶煤工艺在中硬煤层中的应用. 煤炭科学技术, 1991(2): 2~ 6.
- 4 Kang T H, Jin Z M. Laws of Coal- Rock Movement and the Technical Parameters on the Fully Mechanized Sub- Level Caving Face of the Genly Inclined Seam. the Mining Engineer, 1995(in Press).
- 5 Kang T H, Jin Z M, Zhao Y S. Fractal Character of Crack Scale- Number on Coal Surface and Its Application. In: Proc. of the International Symposium on New Development in Rock Mechanics and Engineering. Shenyang: Northeastern University Press, 1994, 94~ 104.

Effect of Seam Conditions on the Top Coal Caving and Drawing Characteristics

Kang Tian-he Song Xuan-min Gong Pei-lin Jin Zhong-ming
(Shanxi Mining Institute, Taiyuan)

Abstract Based on the results of field observation, simulation model experiment and numerical analysis, the seam conditions that affect the top coal caving and drawing characteristics in the sub- level caving mining are analysed. The critical values, the regularity and sequence of influence of several conditions are put forward. The forecasting formula and the classification for the top coal caving and drawing characteristics of different seams are obtained.

Key words seam condition, caving and drawing characteristics, fractal feature of crack distribution.