

# 我国综采放顶煤开采技术及其展望

赵经彻

(兖矿集团有限公司, 山东 邹城 273500)

**[摘要]** 介绍了20世纪80年代中期以来对我国煤炭工业有重大影响的综采放顶煤开采技术的概况;论述了我国科技人员在该项技术进步中在顶煤可放性评价、岩(煤)运动规律及支架围岩关系、提高回收率的技术和工艺、安全控制、大功率成套设备研制等方面的创造性贡献;对综采放顶煤技术的发展趋势作出了评价。

**[关键词]** 煤炭开采;综采放顶煤;顶板管理;资源回收率;煤矿安全

煤炭是我国的主要能源,目前已探明的储量达 $9\,000 \times 10^8$  t,煤炭在我国21世纪前50年的能源结构中稳居50%以上。然而,煤炭开采过程中的高效和安全生产问题,一直是困扰我国煤炭企业的两大难题。20世纪80年代中期,在我国厚煤层矿井试行并逐步推广的综采放顶煤技术(简称综放),较好地解决了厚煤层矿井的高效和安全生产问题,使这一技术以惊人的速度发展,并逐步完善,成为当前我国厚煤层开采的主要方法。综放开采技术之所以在中国发展迅速,普及广泛,主要原因有三点:一是技术先进,具有强大的生命力;二是由于中国整体国力的提高,设备加工制造业的整体水平提高,使配套设备的可靠性进一步增强,为综放开采技术的发展提供了强有力的保证;三是有一大批高素质的管理人才、科技人才和职工队伍,成为综放开采技术不断发展和完善的动力。本文在阐述我国科技人员在这一技术进步中做出的创造性贡献之后,将进一步阐述该项技术存在的问题,并提出建议性对策。

## 1 综采放顶煤技术发展现状

综合机械化放顶煤开采技术最早出现在国外。1957年,前苏联研制出了Kpy型掩护式放顶煤液

压支架,并在库兹巴斯煤田的托姆乌辛斯克使用;1963年法国研制成功了“香蕉”支撑掩护式放顶煤液压支架,1964年在布朗齐矿区使用并获得成功;80年代初,匈牙利研制成功单输送机前开天窗式放顶煤液压支架。此后,波兰、南斯拉夫、印度等国都使用过综放技术,但效果不够理想,加上国际能源结构变化等原因,80年代后国外综放技术开始萎缩,90年代只有极少数矿井使用。

我国综放的发展始于80年代。1984年6月,由原煤炭部立项,在沈阳矿务局蒲河矿用我国自行研制的FY400/14/28综放支架开始试验,后因支架稳定性差,四连杆强度不足损坏严重,加之设备的配套性不好,支架不能前移,造成工作面发火中止试验;1987年,平顶山矿务局一矿引进了匈牙利VHP-732型高位插底式放顶煤液压支架,取得了平均月产44 206 t,最高月产55 000 t,回采率79.6%,平均工效25.5 t的初步成绩;1988年阳泉矿务局、1989年潞安矿务局开始试验,超过了以前各局所取得的效果。与此同时,在窑街、靖远、晋城、郑州、兖州、辽源、乌鲁木齐、平庄等矿务局推广使用。从1984年第一个试验工作面算起,到1994年的10年间,我国综放技术迅速发展,1994年,全国综放开采的总产量达到3 680 ×

10<sup>4</sup> t, 有 28 个矿务局, 60 个综放面在生产。其中, 年产量超过百万吨的 21 个, 综放技术日趋成熟。在设备、工艺、安全保障等方面做了大量的理论研究和现场试验, 为近几年的发展打下了坚实的基础。到 1998 年, 全国综放总产量达到 7 000 × 10<sup>4</sup> t, 综放工作面总数达到 82 个, 全国 64 个百万吨综采队中, 有 22 个是综放, 其中 9 个队的年产达到 200 × 10<sup>4</sup> t 以上, 占当年 200 × 10<sup>4</sup> t 队的 81.8%。使用条件由初期的缓倾斜煤层发展到倾斜、急倾斜煤层; 由开采条件较好工作面发展到条件较差的“三软”、“两硬”、“不稳定”煤层。其中以缓倾斜厚煤层工作面的效果最明显, 工作面最高年产量达到 500 × 10<sup>4</sup> t 以上。目前, 我国综放技术使用的数量、范围、技术的先进性和取得的效果, 均居世界领先地位。

最近, 我国正在努力拓展外部市场, 向国外输出综放技术及成套装备。

## 2 我国对综放开采技术的贡献

我国科技人员在综放开采的技术进步中, 投入了大量的力量, 在理论、技术和装备等方面取得了系统和丰硕的成果。

### 2.1 顶煤冒放性的定量评价方法

顶煤能否顺利冒落并有效放出, 是决定放顶煤开采能否成功的关键, 也直接影响到工作面的煤炭回收率。我国科技人员先后提出了多种冒放性评价方法<sup>[1]</sup>, 例如: 将影响因素量化后进行回归; 用回归公式计算冒放性; 用模糊聚类法计算冒放性; 用距工作面煤壁不同距离处顶煤位移量达到 100 mm 处的位置远近作为冒放性判别指标。现场使用较多且直观方便的方法是下述的“7 因素加权模糊推理法”<sup>[2]</sup>。这是对煤层地质条件和开采条件的综合评价, 没有考虑辅助措施对冒放性的影响作用。当采用辅助措施影响冒放性时, 相当于改变了煤层地质条件和开采条件, 因此, 该方法仍然适用。

#### 2.1.1 决定冒放性的 7 个因素及其对论域“冒放性好”的隶属度

1) 采深与煤层强度比值。采深与煤层强度对顶煤冒放性而言是相对概念, 这一指标代表支承压力的破煤能力。要使顶煤在支承压力作用下充分破碎, 适宜的比值范围应是:  $H/R_C \geq 17$  ( $H/m$  为采深,  $R_C/MPa$  为煤层强度)。

2) 直接顶岩性。直接顶板能随采随冒, 顶煤

放出后能及时充填满放出空间, 减少了顶煤放出损失。直接顶岩性以泥岩、页岩、粉砂岩等中等稳定性以下为好。

3) 老顶岩性。老顶的作用主要是向煤壁前方传递支承压力。岩性越好, 传递支承压力的能力越强, 对顶煤破碎越有利, 但来压步距相对要加大, 来压强度加剧。综合考虑老顶破煤作用与来压强度, 以中粗砂岩、细砂岩等中等稳定岩性为好。

4) 采放高度比。顶煤破碎主要依靠支承压力和支架反复支撑卸载使用来实现, 顶煤太厚, 上部顶煤破碎不充分, 破碎块度大不易放出。

5) 节理裂隙发育程度。煤体中节理裂隙发育大大降低了顶煤的整体强度。总的来讲, 裂隙发育程度高则有利于顶煤的再次破碎与冒落成均质松散体。顶煤放出时具有明显的规律性, 回收率高。但裂隙发育超过一定限度后, 由于顶煤过分松软, 架前顶煤片帮、冒顶, 将影响工作面正常推进。

6) 夹石层厚度。根据煤炭工业部煤生字 [1995] 第 104 号文件规定: 当煤层中夹石层单层厚度大于 300 mm 时, 将影响顶煤冒落。因此以 300 mm 为界, 大于 300 mm 时视顶煤可放性“极差”, 厚度越小冒放性越好。

7) 夹石层强度。夹石层强度对顶煤冒放性影响取决于夹石层强度与煤层强度之比值。一般认为, 只有当夹石层强度大于煤层强度时, 才会对顶煤冒落造成不良影响, 且夹石层强度越大顶煤越难冒落。

各因素对冒放性的隶属度是根据实测、理论研究和经验给出的 (见表 1~表 8)。

2.1.2 冒放性评价的“加权模糊推理”法 为了对受多种因素影响的顶煤冒放性进行定量评价, 最终给出一个量化的指标, 采用了“加权模糊推理”方法。其步骤为: 选定变量与目标 (7 个因素与冒放性); 确定变量与目标间的模糊关系 (隶属度确定); 确定变量  $j$  对目标  $i$  的隶属度  $\mu_{jk}$  及权重  $A_{jk}$ ; 计算推理路径的流量 (即冒放性指数  $\mu$ ,  $\mu = \sum_{k=1}^7 A_{jk} \cdot \mu_{jk}$ )。

冒放性指数  $\mu$  与冒放性的关系为:  $\mu = 0.9 \sim 1$  为很好,  $0.8 \sim 0.9$  为好,  $0.65 \sim 0.8$  为一般,  $0.5 \sim 0.65$  为差,  $< 0.5$  为很差。

根据样本试验,  $\mu$  值大于 0.8 后, 不采取任何措施即可获得较好的冒放性。

表1 采深与煤层强度之比值与隶属度

Table 1 The ratio of mining depth and coal strength, and its relative subordinating coefficient

|         |      |        |         |         |         |         |      |
|---------|------|--------|---------|---------|---------|---------|------|
| $H/R_c$ | <5.5 | 5.6~10 | 10.1~15 | 15.1~20 | 20.1~30 | 30.1~40 | >40  |
| $\mu_1$ | 0.2  | 0.3    | 0.7     | 0.8     | 0.85    | 0.9     | 0.95 |

表2 直接顶岩性与隶属度

Table 2 The lithology of immediate roof rock and its relative subordinating coefficient

|                 |           |         |        |       |
|-----------------|-----------|---------|--------|-------|
| 直接顶类别           | I 不稳定     | II 中等稳定 | III 稳定 | IV 坚硬 |
| $D=R_c C_1 C_2$ | $\leq 30$ | 31~70   | 71~100 | >100  |
| 初次垮落步距/m        | $\leq 8$  | 9~18    | 19~25  | >25   |
| $\mu_2$         | 0.9       | 0.8     | 0.7    | 0.4   |

表3 老顶级别与隶属度

Table 3 The main roof and its relative subordinating coefficient

|         |                |   |   |                        |
|---------|----------------|---|---|------------------------|
| 级别      | I              | II  | III   | IV                     |
| 来压显现    | 不明显            | 明显  | 强烈  | 极强烈                    |
| 指标      | $N > 3 \sim 5$ | $0.3 < N \leq 3 \sim 5$<br>$L = 25 \sim 50$ | $0.3 < N \leq 3 \sim 5, L > 50$<br>$N \leq 0.3, L = 25 \sim 50$ | $N \leq 3$<br>$L > 50$ |
| $\mu_3$ | 0.4            | 0.6   | 0.8   | 0.7                    |

注：表3中  $N$  为直接顶厚度与割煤高度之比， $L/m$  为老顶初次来压步距

表4 采放比与隶属度

Table 4 The cutting/caving ratio and its relative subordinating coefficient

|          |              |           |           |           |         |           |           |           |           |         |
|----------|--------------|-----------|-----------|-----------|---------|-----------|-----------|-----------|-----------|---------|
| 煤层强度 $f$ | $f \geq 2.5$ |           |           |           |         | $f < 2.5$ |           |           |           |         |
| 采放高度比    | 1:0.5        | 1:(0.5~1) | 1:(1~1.5) | 1:(1.5~2) | 1:(2~4) | 1:0.5     | 1:(0.5~1) | 1:(1~1.5) | 1:(1.5~2) | 1:(2~4) |
| $\mu_4$  | 0.5          | 0.7       | 0.9       | 0.85      | 0.6     | 0.4       | 0.5       | 0.7       | 0.9       | 0.8     |

表5 煤层节理裂隙间距与隶属度

Table 5 The interval of coal cleavage and fracture and its relative subordinating coefficient

|          |           |          |          |           |       |
|----------|-----------|----------|----------|-----------|-------|
| 间距/m     | <0.18     | 0.19~0.3 | 0.31~0.4 | 0.41~0.47 | >0.47 |
| 煤体强度/Mpa | $\leq 10$ | 11~15    | 16~20    | 21~30     | >30   |
| $\mu_5$  | 0.9       | 0.85     | 0.8      | 0.5       | 0.3   |

表6 夹石层厚度与隶属度

Table 6 The bedding thickness and its relative subordinating coefficient

|         |      |         |         |      |
|---------|------|---------|---------|------|
| 夹层/mm   | <100 | 100~200 | 200~300 | >300 |
| $\mu_6$ | 1    | 0.8     | 0.5     | 0.1  |

表 7 夹石层强度与隶属度

Table 7 The bedding strength and its relative subordinating coefficient

| 夹石强度<br>$\mu_6$ | 小于煤层强度<br>1 | 大于煤层强度 /MPa |              |              |            |
|-----------------|-------------|-------------|--------------|--------------|------------|
|                 |             | <10<br>1    | 10~20<br>0.8 | 20~30<br>0.4 | >30<br>0.2 |

表 8 顶煤冒放性影响因素权重分配

Table 8 The influence factors of upper coal caving property and their weighing coefficient distributionst

| 因素<br>权重 A | H/R <sub>c</sub><br>0.23 | 直接顶岩性<br>0.12 | 老顶岩性<br>0.1 | 采放比<br>0.14 | 节理间距<br>0.14 | 夹石厚度<br>0.12 | 夹石强度<br>0.15 |
|------------|--------------------------|---------------|-------------|-------------|--------------|--------------|--------------|
|------------|--------------------------|---------------|-------------|-------------|--------------|--------------|--------------|

2.1.3 采用辅助措施改进冒放性 当计算出的冒放性指数小于 0.8 时，必须采取辅助措施改善冒放性。

示出了冒放性“一般”条件下，工作面采用辅助措施后的效果。我国大同矿区则普遍采用人工破煤技术，在“三硬”条件下使放顶煤技术取得了突破。

表 9 示出山东部分矿井顶煤的冒放性，表 10

表 9 山东省部分放顶煤工作面顶煤冒放性

Table 9 Caveability assessment at some of the LTCC faces in Shandong province

| 矿名   | 工作面       | $\mu_1$ | $\mu_2$ | $\mu_3$ | $\mu_4$ | $\mu_5$ | $\mu_6$ | $\mu_7$ | $\mu = \sum A_{jk}\mu_{jk}$ | 冒放性 |
|------|-----------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|-----------------------------|-----|
| 山东七五 | 3307 西    | 0.5     | 0.75    | 0.75    | 0.9     | 0.5     | 1       | 1       | 0.746                       | 一般  |
| 横河   | 134E      | 0.5     | 0.8     | 0.6     | 0.6     | 0.5     | 1       | 1       | 0.695                       | 一般  |
| 三河口  | 3 上 215 底 | 0.7     | 0.9     | 0.4     | 0.7     | 0.9     | 1       | 1       | 0.803                       | 好   |
| 石屯   | 3216      | 0.85    | 0.9     | 0.6     | 0.8     | 0.85    | 1       | 1       | 0.865                       | 好   |
| 保安   | 3210      | 0.9     | 0.9     | 0.6     | 0.9     | 0.85    | 1       | 1       | 0.890                       | 好   |
| 曹庄   | 1303 底    | 0.9     | 0.9     | 0.4     | 0.7     | 0.85    | 1       | 1       | 0.842                       | 好   |
| 茅庄   | 3401      | 0.7     | 0.4     | 0.6     | 0.9     | 0.9     | 1       | 1       | 0.791                       | 一般  |
| 岱庄   | 31401     | 0.85    | 0.9     | 0.4     | 0.4     | 0.9     | 1       | 1       | 0.796                       | 一般  |
| 鲍店   | 1303 网下   | 0.7     | 0.9     | 0.4     | 0.8     | 0.3     | 1       | 1       | 0.733                       | 一般  |
| 柴里   | 2342      | 0.85    | 0.9     | 0.7     | 0.6     | 0.5     | 0.5     | 0.2     | 0.617                       | 差   |
| 兴隆庄  | 5306      | 0.9     | 0.8     | 0.6     | 0.9     | 0.5     | 0.5     | 0.4     | 0.679                       | 一般  |

表 10 冒放性“一般”条件下部分工作面采取的辅助破煤措施

Table 10 Auxiliary measures for coalseams with “general” caveability at some LTCC faces

| 矿名   | 工作面   | 辅助破煤措施                   | 实际回收率/% |
|------|-------|--------------------------|---------|
| 山东七五 | 3307  | 煤体超前预注水，架间松动爆破           | 87.5    |
| 邹县横河 | 1134E | 架间松动爆破，预采顶分层降低采放高度比      | 79.6    |
| 鲍店   | 1303  | 煤体超前注水，架间松动爆破，注软化材料      | 80.4    |
| 柴里   | 2342  | 主要针对夹矸进行专项观测，治理夹矸难冒，超前注水 | 82      |
| 兴隆庄  | 5306  | 超前注水软化                   | 81.5    |

### 2.2 综放面顶板结构与支架围岩关系

综放面顶板结构与支架围岩关系一直是学术界和工程界长期争论的课题。一种观点认为，放顶煤一次采出厚度大了，顶板压力必然增大，因此有些厂家设计出了大吨位支架，然而这些支架在有些采场出现了钻底、钻顶及歪架现象，直接影响了矿井的效益；另一种观点认为，放顶煤采场冒落矸石厚度大，顶板压力被缓冲了，压力变小了，因此有些矿井选用了吨位较小的支架，结果出现了立柱压爆、油缸变形的严重事故。那么，到底放顶煤采场压力是变大了还是变小了，应该怎么认识这个问题，已成为综放支架设计和选型的首要问题。

2.2.1 放顶煤采场的顶板结构<sup>[14]</sup> 国内综放采场顶板运动及矿压显现规律已有很多研究成果<sup>[3~13]</sup>，较典型的成果有：文献 [3, 9] 是关于放顶煤采场顶板结构的研究；在“三软”条件下的研究结果见文献 [5, 12]；关于综放提高与优化的研究可参阅文献 [5]；“三硬”条件下矿压规律<sup>[6]</sup>及放顶煤采场顶板结构与支架围岩关系<sup>[7]</sup>；关于网下及有夹矸等复杂条件下放顶煤采场的矿压显现规律研究<sup>[8]</sup>等。这些成果较全面地反映了各类顶板条件下的矿压显现规律，推动了放顶煤的健康发展。

前人的研究大都认定，直接顶的厚度受到放出率的控制，直接顶上方存在一个传递力的结构。根据大量现场观测资料和模拟试验，这种一般结构模型可用图 1 表示，它能代表强度中硬及以下的顶板结构。

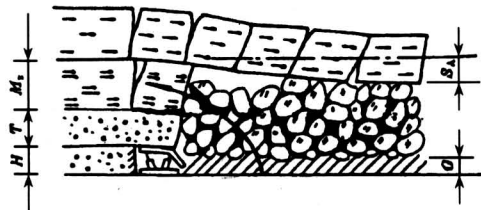


图 1 岩层状态与参数  
Fig.1 Strata state and parameters

此模型下直接顶的厚度可根据几何关系推得，如式 (1) 所示。必须注意的是，直接顶的作用力有时无需支架全部承担，因为直接顶内部有时存在小结构，这在很多采场都得到了证实。

$$M_z = H + T - S_A - G/K - 1 \quad (1)$$

式中： $M_z$  为直接顶厚度； $H$  为采高； $T$  为顶煤厚度； $G$  为残煤厚度； $S_A$  为老顶在触矸处的沉降

量； $K$  为矸石碎胀系数 ( $K=1.2\sim 1.35$ )。

据有关研究结果， $S_A = (0.15\sim 0.25)h$ ，在放顶煤采场， $h = H + \eta T$ ， $\eta$  为顶煤放出率，在一般顶板的采场， $S_A = 0.2h$ 。回收率与  $G$  的关系是： $\eta = 1 - G/TK_m$ ， $K_m$  为顶煤垮落后的碎胀系数。

当煤层上覆盖的直接顶较薄，直接顶上方存在厚层坚硬岩层时，图 1 所示的结构就发生了变异，直接顶内不再存在小结构，此时，其作用力必须由支架全部承担，采空区充填不满，坚硬老顶运动时将引起很大的冲击，这种现象在徐州局三河尖矿、兖州矿业集团公司、大同矿务局等不同程度地存在。这种结构的状态如图 2 所示。

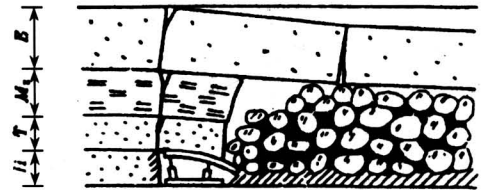


图 2 梁式结构示意图  
Fig.2 Beam structure of main roof

综上所述，按常见的结构形式，综放工作面的顶板结构，可归结成图 1 和图 2 所示的两类，即一般结构形式和坚硬梁式结构形式。

#### 2.2.2 两种顶板结构下的支架围岩关系

1) 一般结构的支架围岩关系。此结构下支架上的载荷由三部分组成：顶煤重量、部分或全部直接顶作用力、直接顶和老顶之间的接触应力。即

$$P = Q + I + P_c \quad (2)$$

式中： $P$  为支架上的载荷； $Q$  为顶煤质量， $Q = T\gamma_1$ ； $\gamma_1$  为煤的容重； $I$  为直接顶作用力，当直接顶内存在小结构时， $I = e\gamma_2$ ，当不存在小结构时， $I = M_z\gamma_2$ 。其中  $e$  为小结构以下未成拱直接顶的厚度， $M_z$  为直接顶的全厚， $\gamma_2$  为直接顶容重。

式 (2) 中，若采场直接顶厚度很大，则支护设计时，可选择较小的  $P_c$ ，甚至可使  $P_c \approx 0$ 。因为上部直接顶形成的小结构可自承一部分顶板的作用力。

另外， $P_c$  的选择还与煤层的硬度有关，为了防止片帮，软煤层条件下可选择较大的  $P_c$  值。

由于一般结构下采空区充填较实，因此采场内无大的冲击载荷，支架受载以静压为主，动载系数在 1.1~1.5 之间。



山东柴里、郑州米村等矿的现场观测结果都证明,一般结构下矿压显现规律符合上述支架围岩关系。

2) 坚硬梁式结构的支架围岩关系。当直接顶厚度较小时,直接顶和顶煤以定载荷方式作用在支架上,支架同时还要承受坚硬老顶断裂时的冲击载荷,因此,坚硬梁式结构下的支架围岩关系须要用动力学方法描述。根据有关研究<sup>[14]</sup>,支架上的最大冲击载荷可用下式表示:

$$\begin{aligned} R &= Q + I + S_2/t, & (3) \\ S_2 &= MC_\omega/6, \\ \omega &= \sqrt{\frac{MgC\sin\alpha - 2W}{I_0}}. \end{aligned}$$

式中:  $S_2$  为瞬间冲击载荷;  $\omega$  为触研时的角速度;  $M$  为岩块质量;  $C$  为岩块长度;  $I_0$  为绕转动点的转动惯量 ( $I_0 = MC^2/3$ );  $g$  为重力加速度;  $W$  为支架做的功,  $W = R_0 N_a$ ,  $R_0$  为支架平均力,  $N_a$  为  $R_0$  作用点到支点的距离;  $\sin\alpha = \frac{H+n(1-K)}{C}$ ,  $n$  为不规则冒落层厚度;  $t$  为碰撞所需时间,视采空区研石状态而定。

当采空区充填较实时,顶板回转角速度  $\omega$  较小且  $t$  较大,此时冲击载荷小;充填不实时,  $\omega$  增大且  $t$  减小,则冲击载荷增大。由此可见,坚硬梁式顶板结构下顶板压力大小与采空区状态密切相关。

2.2.3 综放支架受力与顶板结构的关系 由上述分析可知,综放面顶板压力不仅与顶板结构有关,而且与采空区充填状态有关。对于一般的顶板结构,支架设计和选择时,可用式(2)作为基础,  $P_c$  的选择可根据煤层硬度适当调整。此结构下水平推力不是主要矛盾,也不会有大的冲击载荷。

对于坚硬梁式结构采场,顶板压力大小的预计及支架选型应采用以下步骤:用式(1)估计在预定放出率条件下的直接顶厚度;对照具体采场的顶板岩层,推断坚硬梁式结构形成的位置及可能性;计算坚硬梁式结构运动的自由空间(采空区的空虚程度);估算结构失稳时最大动力载荷及力作用方向;提出对支架架型及参数的要求。

### 2.3 提高煤炭回收率的技术措施

经过十多年的奋斗,围绕提高煤炭回收率,展开了矿压、设备、回采工艺等一系列的研究。目前,取得了回收率高于80%的成果,主要的技术

创新有以下4条:

a. 兖矿集团首先试验并推广了小煤柱沿空掘巷技术,并使大断面全煤巷实现了锚网化,减少了大量区段煤柱;

b. 研制了过渡放煤支架和端头放煤支架,使工作面回收率提高了2%以上;

c. 特厚煤层采用预采顶分层铺底网技术,一方面提高了回收率,另一方面减少了混矸;

d. 对回采工艺进行了重点攻关,取得了一系列优化工艺。兖矿集团兴隆庄矿优化工艺后,工作面回收率提高5%以上。

### 2.4 新型系列综放支架及其配套设备

支架是综放开采技术的关键设备,我国综放支架的研制居世界领先水平,我国目前已拥有适合不同倾角、不同厚度煤层和不同顶底板条件的系列产品以及相配套的设备。我国已成功设计制造了过渡支架和端头支架两个特殊品种,使综放开采技术具有更好的适应性和安全性。兖矿集团公司的综放工作面的设备配套能力已位居单面年产  $500 \times 10^4$  t 以上的世界先进水平。

### 2.5 综放工作面安全保障系统

综放工作面突出的安全问题主要是瓦斯、煤炭自燃和煤尘。

2.5.1 综放面瓦斯涌出特点与防治措施 研究表明,在低瓦斯煤层中,综放开采与分层开采矿井的绝对和相对瓦斯涌出量没有太大的差别。

在高瓦斯矿井,综放工作面瓦斯涌出的特点是:绝对量增加,如阳泉五矿15号层综放工作面产量是分层工作面的1.5~1.9倍,而绝对瓦斯涌出量是分层工作面的1.1~1.6倍;综放开采的相对瓦斯涌出量比分层开采的第一分层低,比分层开采的其他分层高,如阳泉8204工作面(综放)相对量  $12.86 \text{ m}^3/\text{t}$ ,开采一分层的8103、8101工作面(一分层工作面)分别为  $16.06 \text{ m}^3/\text{t}$ 、 $17.34 \text{ m}^3/\text{t}$ ,其他分层则低于综放工作面。

有效的防治措施为:本层抽放或邻层抽放;采空区抽放;加大抽排风量和强化局部瓦斯聚集区的处理力度。

实践证明,准确掌握工作面瓦斯涌出特点,采取针对性措施,可以有效解决综放面的瓦斯问题。

2.5.2 综放面的煤炭自燃防治 自燃发火是人们对综放开采最担心的问题之一,必须正确认识综放在自然发火方面的利弊。一方面,综采放顶煤由于

当前技术与装备的原因，有几个丢煤量大而且集中的部位，一旦出现自燃发火其严重程度和危害性比分层开采要大得多；另一方面是由于综放一次性地将若干个分层的煤采出，大大降低了开采多个分层所带来的时间长、松散煤体反复、多次被氧化造成的发火概率。

我国科技人员在防灭火方面的创造性贡献在于：均压通风自动监测系统；高效防灭火系列凝胶材料及相关设备；发泡堵漏材料及相关灌注设备；巷道发火扑灭工艺及相关设备。

对于多数矿井，自燃放火威胁问题已得到解决。

**2.5.3 综放面的煤尘治理** 由于综放的产量大，增加了放煤口和输送机产尘点，因而煤尘比普通综采工作面大，影响工人健康，威胁安全生产。根据研究，开采过程中煤尘产生量的高低主要取决于煤层含水率。因此，我国把治理煤尘的重点放在提高煤层含水率和采煤过程中主要产尘点两个方面，取得了较好的效果。采取的主要技术措施是：

1) 根据水在煤层孔隙中的流动特性创造了“超前长孔静、动压结合自动切换注水系统”。该技术利用工作面超前压力对煤层的破碎作用，在适当的部位和时间，通过钻孔向煤层注入高压水。与不注水比较，注水后煤层平均水分由3.22%增加到4.39%，四个产尘部位总煤尘量降低78.1%~86%，其中呼吸性煤尘降低57.4%~67.6%。

2) 对生产过程中采煤机产生的煤尘，根据其运动规律和射流的卷吸机理，发明了“二次负压降尘装置”，有效地控制煤尘外逸，其降尘效果全尘达到65.1%，呼吸性煤尘达到66.9%。

### 3 综放开采技术尚待攻克的课题

综放开采作为我国“十五”期间煤矿集约化生产的一种开采方法，尚有以下5个突出问题需进一步研究：

1) 煤层破碎机理及相关技术、装备。这是确保煤层破碎成合适的块度并顺利放出的关键。这个课题涉及到矿山压力、顶板运动、机电装备、爆破技术等多个领域；

2) 进一步提高煤炭回收率的技术；

3) 采、放、运设备的配套性、高可靠性以及工作面设备控制的自动化程度的进一步提高；

4) 煤尘控制理论与技术；

5) 综放矿区有效控制地表沉陷的绿色开采技术<sup>[15]</sup>。

## 4 综放开采技术展望

综放开采技术以其高产、高效和安全的综合优势，将在今后相当长的时间内，成为我国厚煤层开采的主要技术。但我国地域辽阔，厚煤层埋藏条件和开采条件的多样性决定了综放技术的层次性，不应该也不可能用一种或少数几种方法来解决所有问题；也不能完全用现有矿井的模式来容纳综放开采技术。新井的设计和老井的改造，应根据煤矿开采技术的发展寻求与之相适应的，全新的矿井模式。

21世纪综放开采技术将会在以下几方面得到稳步而健康的发展：

1) 在“九五”攻关实现综放开采技术单面年产 $500 \times 10^4$  t的基础上，“十五”期间将研制和开发工作面年产 $600 \times 10^4$  t以上的高可靠性强力综放成套技术与装备。

2) 工作面将实现采、放、运自动化程序控制，实现工作面的运行自动化控制。

3) 复杂厚煤层的系列轻放支架及配套装备将得到进一步发展，以扩大综放开采技术在不同条件下的应用范围。

4) 世界其他采煤国家广泛关注中国先进的综放开采技术，若其他国家吸收和采用该项技术，必将对该技术的发展和提高产生积极的推动作用。

### 参考文献

- [1] 煤炭工业部放顶煤开采技术中心. 综放机械化开采论文集[C]. 徐州:中国矿业大学出版社,1995
- [2] 张开智,姜福兴. 放顶煤开采采用条件定量评价方法[J]. 山东科技大学学报,1999,(3):36~39
- [3] 宋振骐,陈立良,王春秋,等. 关于综采放顶煤安全开采条件的认识[J]. 煤炭学报,1995,20(4):356~360
- [4] 吴健. 三软厚煤层放顶煤工作面控制支架架前冒顶的理论与实践[A]. 综放开采论文集[C]. 徐州:中国矿业大学出版社,1995,137~141
- [5] 北京开采所. 综采放顶煤提高与优化的研究[R]. 1990:50~60
- [6] 张顶立. 综放工作面煤岩稳定性研究及控制[D]. 徐州:中国矿业大学,1995
- [7] 姜福兴. 放顶煤采场的顶板结构及其支架围岩关系探讨[J]. 世界煤炭技术,1994,(12):32~34
- [8] 张开智,刘先贵. 网下综采放顶煤开采技术研究[J]. 煤炭学报,1995,20(6):595~600

- [9] 姜福兴,宋振骥,宋 扬.老顶的基本结构形式[J].岩石力学与工程学报,1993,12(4):366~379
- [10] 钱鸣高,缪协兴.采场上覆岩层结构的形态与受力分析[J].岩石力学与工程学报,1995,14(2):97~106
- [11] 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,1996,14(2):97~106
- [12] 闫少宏,吴 健.放顶煤开采顶煤运移实测与损伤特性分析[J].岩石力学与工程学报,1996,15(2):155~162
- [13] 赵经彻,陶延云,刘先贵,等.关于综放开采的岩层运动和矿山压力控制问题[J].岩石力学与工程学报,1997,16(2):132~139
- [14] 杨淑华,姜福兴.综采放顶煤支架受力与顶板结构的关系探讨[J].岩石力学与工程学报,1999,(3):287~290
- [15] 赵经彻,何满潮.建筑物下煤炭资源可持续开采战略[M].徐州:中国矿业大学出版社,1997

## Longwall Top Coal Caving Method and Its Future in China

Zhao Jingche

(Yankuang Group Corporation Limited, Zoucheng, Shandong 273500, China)

[Abstract] This paper gives a brief introduction of the longwall top coal caving (LTCC) method which has had a strong impact on China's coal mining industry since 1980 s. Great contribution to LTCC has been made by Chinese experts including cavability assessment, overlying geological variations on support loading, geotechnological characterization, technique and process for increasing recovery, safety monitoring and control, and design and manufacture of high capacity equipments. The future of LTCC method is also predicted.

[Key words] coal mining; longwall top coal caving; roof control; recovery; coalmine safety

## 核电是减少温室气体的理想选择

加拿大核能专家唐纳德·琼斯日前在加拿大《环球时报》上撰文认为,核能发电是目前遏制温室气体排放增加的最理想选择。

文章说,过去人们一直认为原子能发电不安全,其实这个观点是错误的。因为核能发电在过去 50 年中已取得巨大成功,并为今后更安全的生产积累了宝贵的经验。过去 50 年中,除了前苏联发生的核电站泄漏事件外,别的地方没有发生过类似的重大事件。

琼斯认为,目前核能仍是世界上最干净的能源之一,利用核能发电是减少温室气体排放的最有效途径。他说,一提核电站,很多人只想到核辐射,其实一个燃煤发电厂要比一个核电厂向大气中释放出更多的放射性物质。

关于核能发电的核废料处理,琼斯认为,这已经不是一个技术难题。他举例说,加拿大在处理核废料方面已研究出新的方法。这种方法是先将核废料存放在核电站的水池中,经过 4~5 年的水下储存,核废料变成碎粒,然后再将这种经过水中腐变的核废料放到建在地面的钢筋混凝土结构的废料池中,或永久存放在稳固的岩石底下。加拿大环保部门已采纳这种核废料处理方法。