

综放开采预注水弱化顶煤的理论研究 及其工程应用*

康天合^{1, 2} 张建平¹ 白世伟²

(¹ 太原理工大学采矿工艺研究所 太原 030024) (² 中国科学院武汉岩土力学研究所 武汉 430071)

摘要 提高顶煤放出率是综放开采的一个重大课题, 预注水弱化顶煤是解决这一问题的有效方法之一。从理论上研究了超前开采工作面注入煤体的水在裂隙和孔隙中的渗透运动和水对煤体的弱化机理; 从试验上得出了注水压力对煤体变形模量的弱化规律和注水含水率对煤的抗压强度的弱化规律; 提出了预注水超前工作面的位置、时间、注水含水率、注水量、注水润湿半径、注水孔间距、注水持续时间、注水压力和注水孔布置等工程参数的确定方法。将理论研究结果应用于潞安王庄矿 4309 综放开采工作面, 取得了显著的技术经济效益和社会效益。

关键词 采矿工程, 综放开采, 预注水, 弱化顶煤, 应用

分类号 TD 82

文献标识码 A

文章编号 1000-6915(2004)15-2615-07

THEORETICAL STUDY AND APPLICATION OF WEAKENING TOP COAL USING WATER PRE-INFUSION IN FULLY MECHANIZED SUBLEVEL CAVING MINING

Kang Tianhe^{1, 2}, Zhang Jianping¹, Bai Shiwei²

(¹Taiyuan University of Technology, Taiyuan 030024 China)

(²Institute of Rock and Soil Mechanics, The Chinese Academy of Sciences, Wuhan 430071 China)

Abstract It is key problem to raise the top coal recovery rate of the fully mechanized sublevel caving mining. Weakening top coal by using water pre-infusion is one effective method to solve this problem. The mechanism of permeation movement in cracks and porosity of water infused into the coal mass ahead of the working face and the weakening of the coal mass is theoretically studied. By laboratory test, the law of weakening of the coal mass deformation modulus from the water pressure are obtained and the law of weakening of the coal mass compression strength from the water-bearing ratio are obtained. The method to determine the water infusion engineering parameters, such as relative position of water infusion to the working face, the start and stop times of infusion, water-bearing ratio of water infusion, infusion volume, wetting radius, interval of infusion holes, infusion duration, infusion pressure and the hole layout, is proposed. The remarkable technical and economical effects and social benefit have been achieved by application of the study results to the working face 4309 of fully mechanized sublevel caving mining in Lu'an Wangzhuang Mine.

2002 年 12 月 9 日收到初稿, 2003 年 3 月 6 日收到修改稿。

* 教育部高等学校骨干教师资助计划(J20046)和山西省青年科学基金(961027)资助项目。

作者 康天合 简介: 男, 45 岁, 博士, 1982 年毕业于山西矿业学院采矿工程系, 现任教授, 主要从事采矿与岩石力学方面的科研和教学工作。E-mail: kangtianhe@163.com。

Key words mining engineering, fully mechanized sublevel caving mining, water pre-infusion, weakening top coal, application

1 引言

综放开采已在我国显示出其巨大的优越性^[1~3],但也还存在着人们普遍关注的一些重大问题,如提高煤炭采出率、防灭火、治理瓦斯和控制粉尘等。综放面的煤炭损失由 3 部分组成:顶煤冒放性造成的损失占 1/2 或稍多;设备条件限制(工作面两端不放煤)引起的损失占 1/4;设计参数受限或不合理引起的损失占 1/4。因此,必须加强提高顶煤冒放性的理论与技术研究。

文[4~6]详细研究了影响顶煤冒放性的地质和技术因素,并提出了各类顶煤的优化开采工艺和对难冒放顶煤建议的预处理方法。有效的顶煤预处理方法主要有:爆破预裂顶煤,优化工作面推进方向与顶煤裂隙方位的合理匹配和预注水弱化顶煤等。爆破预裂顶煤技术已在大同忻州窑矿坚硬煤层和坚硬顶板下的 8916, 8918, 8911 工作面^[6, 7]和宁夏白茆沟煤矿特厚煤层分层假顶下^[8]获得成功应用;优化工作面推进方向与顶煤裂隙方位的合理匹配技术已在晋城古书院矿获得成功应用^[9]。

煤层注水是降低粉尘、防治冲击地压和煤与瓦斯突出等的主要工业性措施,已在生产中广泛应用。最新的研究成果有:煤对纯水吸收速度的第 1 影响因素是煤的平均毛细管力;第 2 影响因素是煤中过渡孔与半大孔的孔隙体积之和^[10]。煤的层理方向对自然渗流润湿煤体的效果影响很大,在层理方向上水渗流速度明显高于垂直层理方向上的渗流速度。完全依靠毛细作用力润湿煤体远不能达到《煤矿安全规程》规定的“至少提高煤体水分 1%”的要求,必须进行压力注水^[11]。在中、低压力(1~3 MPa)下,纯水的压力渗流润湿煤体的效果远不能满足煤层注水的要求^[12]。应用电测法可以测定煤层注水浸润半径^[13]。本文主要研究预注水在煤层中的渗透运动和对煤体的弱化机理与弱化效果、注水工程参数的确定方法及其应用效果,为综放开采实施预注水提高顶煤冒放性提供理论与技术依据。

2 煤层预注水机理

2.1 水在煤层中的渗透运动机理

煤体的裂隙系统对水起着一种通道的作用,孔隙系统不易导水,在注水压力和毛细管力的共同作用下吸附水分。水在贯通裂隙中的渗流取决于注水压力 P 、时间和渗透系数 k ^[14, 15],而水在微孔隙中的毛细运动则取决于毛细管的半径和润湿角 q 。据圆管层流公式可得到孔隙水的水平渗透、毛细上升和向下渗透的时间、距离与毛细管半径的关系为

水平渗透:

$$t = \frac{2cL^2}{ay \cos q} \quad (1)$$

毛细上升:

$$t = \frac{8c}{(a^2 r g)^2} \cdot \left[-a^2 r g L + 2ay \cos q \ln \frac{2ay \cos q}{2ay \cos q - a^2 r g L} \right] \quad (2)$$

向下渗透:

$$t = \frac{8c}{(a^2 r g)^2} \cdot \left[a^2 r g L + 2ay \cos q \ln \frac{2ay \cos q}{2ay \cos q + a^2 r g L} \right] \quad (3)$$

式中: t 为渗透时间(d), L 为被润湿的毛细管长度(m), a 为毛细管半径(m), y 为水或水溶液的表面张力($\text{N} \cdot \text{m}^{-1}$), c 为水或水溶液的粘性系数(Pa s), q 为煤的润湿角($^\circ$), r 为水的密度, g 为重力加速度。

令毛细上升时的速度 $v = 0$, 可得水在毛细管中上升的最大高度为

$$L_{\max} = \frac{2y \cos q}{ar g} \quad (4)$$

对于特定煤层注入清水或含表面活性剂的水溶液时, c , y , $\cos q$ 都是一定的, 据此可以计算出任一时间内不同孔径中水的毛细渗透距离和上升的最大高度。由水在煤层中的渗透运动机理, 可以得出以下几点结论:

(1) 注水压力 P 是驱动水在裂隙系统中运动的动力, 到达细小孔隙处 P 已经很小, 但毛细作用力 P_m 却随孔径的变小而增大。孔径减小 10 倍, P_m 就增大 10 倍。当 $q = 65^\circ$ 时, 微孔及过渡孔的 P_m 可达数十个甚至数百个大气压力。

(2) 当 $a \geq 10^{-5} \text{ m}$ 时, 注水泵停止后, 注水孔上方的大孔隙中将不再有水渗入, 向下则可以靠重力

继续流动, 钻孔应尽量布置在顶煤的上部。

(3) 当 a 为 $10^{-6} \sim 10^{-7}$ m 时, P_m 比 P 要高, 因为 P_m 不随路程的增长而衰减。渗入到微孔隙中的水分虽然不如大裂隙中的水分能明显提高煤的含水量, 但在改变煤的物理力学性能方面起着重要的作用。

(4) 理论上, 当煤的润湿角 $q \geq 90^\circ$ 时, P_m 将成为注水的阻力, 只有添加润湿剂降低 q , 方能变阻力为动力。但绝大多数煤的润湿角 q 为 $40^\circ \sim 85^\circ$, 平均为 67.7° [16]。

2.2 预注水对煤体的弱化作用

煤的孔隙吸附水分后, 颗粒间的粘聚力 c 和内摩擦角 j 降低; 裂隙面吸附水分后, 其 j 也会减小。另外, 由于孔隙水压 s_w 使有效应力改变为 $s'_n = s_n - s_w$, 而剪应力不变, 则其抗剪强度降为

$$t_w = c_w + (s_n - s_w) \tan j_w \tag{5}$$

式中: c_w 为注水后的粘聚力; j_w 为注水后的内摩擦角; s_w 为孔隙水压力。因此, 注水煤块较干煤块抗剪强度的降低值为

$$\Delta t = t - t_w = c + s_n \tan j - [c_w + (s_n - s_w) \tan j_w] = c - c_w + s_n (\tan j - \tan j_w) + s_w \tan j_w \tag{6}$$

式中: $(c - c_w)$ 为吸水使煤块粘聚力产生的降低量; $(\tan j - \tan j_w)$ 为吸水使煤块摩擦系数产生的降低量; 而 $s_w \tan j_w$ 为孔隙水压使煤块抗剪强度产生的降低量。式(6)为水对煤块强度弱化的综合效应。

表 1 为 5 个煤矿的大煤样(100 mm×100 mm×200 mm)在室内注水后所得 P 与煤样弹性模量 E 的关系。将试验结果写成线性通式为

$$E = E_0 - bP \tag{7}$$

式中: E_0 为煤样初始弹性模量(MPa), b 为煤样弹性模量随 P 的变化率。式(7)说明 P 的提高使煤中的裂隙增多, 弹性模量降低。

表 1 注水煤样的变形特性

Table 1 Deformation property of water infused samples

煤样	弹性模量/MPa	孔隙率 h /%
大同 11#煤	$E = 3\,654 - 161P$	8.11
晋城 3#煤	$E = 2\,395 - 71P$	4.10
汾西 10#煤	$E = 2\,368 - 117P$	7.35
阳泉 3#煤	$E = 2\,248 - 43P$	6.07
王庄 3#煤	$E = 3\,999 - 210P$	11.60

表 2 为几种煤样的物理力学性质随浸水软化系

数变化的试验结果。将试验中不同浸水时间 t 的煤样含水率 h 与其单轴抗压强度 s_c 的关系写成通式为

$$s_c = s_{c0} - ah \tag{8}$$

式中: s_{c0} 为煤样自然含水率时的单轴抗压强度(MPa), a 为煤样单轴抗压强度随含水率的变化率。

式(8)说明随 h 的增高, 煤的单轴抗压强度 s_c 降低。

表 2 几种煤样软化系数

Table 2 Softening coefficients of some coal samples

煤层	煤种	孔隙率/%	s_c /MPa	软化系数
古书院 3#	无烟煤	4.10	25.31	0.88
荫营矿 15#	无烟煤	3.22	12.73	0.83
阳泉一矿 15#	无烟煤	6.07	14.09	0.78
忻州窑矿 11#	弱粘煤	8.11	20.58	0.67
水峪矿 10#	焦煤	7.35	6.36	0.74
王庄矿 3#	贫煤	11.60	16.09	0.61
乌达 12#	肥煤	5.91	7.87	0.78

3 预注水参数的确定方法

3.1 预注水超前工作面位置的确定

工作面前方顶煤裂隙的发育可划分为 4 个分区 [17, 18]: 原生裂隙闭合区、原生裂隙张开区、次生裂隙发育区和大变形区。在裂隙比较发育而张开量又不大的区域进行注水, 既能保证注水范围扩大, 又能充分利用毛细现象润湿煤体, 防止水沿大裂缝泄漏。根据 10 余个放顶煤工作面前方支承压力的实测结果 [2], 确定出软煤、中硬煤和硬煤工作面预注水的最佳区域见表 3。

表 3 不同煤层的最佳注水区域

Table 3 Optimum infused districts of different coal seams

煤层类别	普氏系数 f	注水超前工作面位置/m	
		开始位置	停止位置
软煤	≤ 1	70~35	20~10
中硬煤	1~2.5	60~30	15~8
硬煤	> 2.5	45~25	10~3

3.2 预注水含水率的确定

由 5 个煤层 33 块大煤样(300 mm×300 mm×300 mm)的压碎试验得到煤的单轴抗压强度与大块率的关系为

$$K_d = 3.649s_c - 4.233 \tag{9}$$

式中: K_d 为大块率, 即试验中大于 800 mm(实际工作面大于 1 m 的块径)所占的比率(%). 这种块径的煤一般均丢失在采空区, 是工作面的主要放煤损失. 使大块率降至 10% 以下, 顶煤放出率就可提高到 90% 以上.

将式(8)代入式(9), 得预注水软化顶煤并提高顶煤放出率的通式为

$$K_d = 3.649s_{c0} - 3.649ah - 4.233 \quad (10)$$

试验测得煤样的 s_{c0} 和 a 后, 令 $K_d \leq 10\%$, 可得预注水所要求的顶煤含水率 h .

3.3 润湿半径

注水润湿半径有 2 种确定方法: (1) 经验估计法, 大量的注水实测资料表明, 一般煤层的润湿半径为 7~15 m, 根据煤层的裂隙与孔隙发育程度选定; (2) 试注测定法, 先试注 1~3 个孔, 采用电测法^[13]测定合理注水压力下的有效润湿半径, 或用超过封孔深度的钻孔探测不同注水压力下的润湿半径.

3.4 单孔注水量

据式(10)计算满足顶煤放出率必须的注水含水率: $h_s = h - h_y$, h_y 为原煤含水率, 以此确定单孔注水量为

$$Q = K_1 M_d (L_1 - l) S g h_s \quad (11)$$

式中: K_1 为注水漏失系数, 不重复浸湿时, $K_1 = 3 \sim 4$, 重复浸湿时, $K_1 = 2 \sim 3$; M_d 为顶煤厚度(m); L_1 为注水孔长度; l 为封孔长度, 一般不少于 4~5 m; S 为注水孔间距.

3.5 注水孔间距

图 1 为 2 种浸湿方式的钻孔间距图. 不重复浸湿时, $S = 2R$; 重复浸湿时, $S = 2R - a'$. 根据注水压力 P 随远离钻孔呈非线性衰减的规律, 每孔充分浸湿范围约 $R/3$ (图 1(a) 的阴影部分), 其余 $2R/3$ 的范围需要重复浸湿, 故 $a' = 2R/3$.

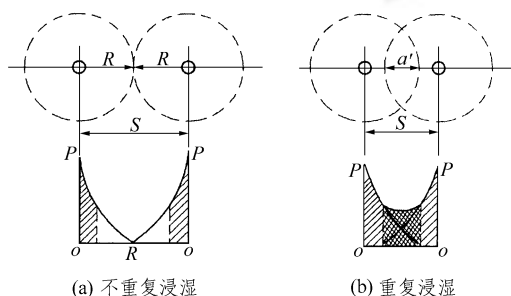


图 1 2 种浸湿方式

Fig.1 Two forms of soak

3.6 每孔注水时间

选定注水泵, 确定每孔的注水时间 t 为

$$t = \frac{Q}{q} \quad (12)$$

式中: q 为注水泵流量.

3.7 注水压力的确定与预测

在克服气体(瓦斯等)压力、渗流阻力和不致裂煤层的条件下, 确定合理注水压力的范围应为

$$(1.5 \sim 2.0)P_g \leq P \leq (0.8 \sim 0.95)P_v \quad (13)$$

式中: $P_v = 0.01gH$ 为上覆岩层压力(MPa), P 为注水压力(MPa), P_g 为煤层中的气体压力(MPa).

煤体的渗透系数 $T = a_1 \exp(-b_1 Q + c_1 P)$ ^[14], 在采深一定时, Q 为定值, 故可表达为

$$T = A \exp(c_1 P) \quad (14)$$

式中: $A = a_1 \exp(-b_1 Q)$.

煤层注水可归结为静压注水(给定压力)与动压注水(给定流量). 给定压力的数学模型为

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial}{\partial x} \left(T(P) \frac{\partial P}{\partial x} \right) &= 0 \\ P &= P_1 \Big|_{x=0} \\ P &= P_2 \Big|_{x=L_2} \end{aligned} \right\} \quad (15)$$

其解为

$$P = \frac{1}{c_1} \ln \left\{ \frac{x [\exp(c_1 P_2) - \exp(c_1 P_1)]}{L_2} + \exp(c_1 P_1) \right\}$$

给定流量的数学模型为

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial}{\partial x} \left(T(P) \frac{\partial P}{\partial x} \right) &= 0 \\ q &= - \frac{T(P)}{g} \frac{\partial P}{\partial x} \Big|_{x=0} \\ P &= P_2 \Big|_{x=L_2} \end{aligned} \right\} \quad (16)$$

其解为

$$P = \frac{1}{c_1} \ln \left(\exp(c_1 P_2) + \frac{bg}{A} q (L_2 - x) \right) \quad (17)$$

式中: P 为孔隙水压力(MPa); P_1 为孔口注水压力(MPa); P_2 为注水区域边界压力(MPa); c_1 为渗透系数随孔隙压力变化系数(MPa)⁻¹; g 为水的密度, 取 0.001 kg/cm³; q 为单位时间单位注水孔长度和单位煤层厚度的注水量(cm³/h); A 为给定深度下的渗透系数初值(cm/h); L_2 为注水半径.

3.8 注水孔布置

依据工作面长度,有单侧和双侧 2 种布孔方式。工作面长为 100 m 左右时,可单侧布孔,即从回风巷向运输巷钻深孔布置,孔的水平转角一般为 70°左右,孔底距运输巷约为工作面长度的 1/3;工作面长为 200 m 左右时,可双侧布孔,即从上下平巷向中部钻深孔布置。根据注水巷位置的不同分为底层巷布孔和顶层巷布孔。底层巷布孔,钻孔有相应的仰角 α ;顶层巷布孔,一般为水平钻孔。

4 工程应用

4.1 基本条件

工业试验在潞安王庄矿 3[#]煤 4309 工作面进行。该面东为 4311 工作面,西为 4307 工作面,均为已采区,如图 2 所示。采深为 150~250 m,煤厚为 7.02 m,倾角为 5°~7°, f 平均值为 1.5~2.5,中

层 $f > 3$ 。工作面长为 120 m,推进长为 614 m。顶煤中有修复的原 4311 集中风巷和 4307 集中运巷,可用于注水。图 2 中给出了 28 个注水孔的编号及位置。

4.2 主要注水参数的试验与选择

预注水相关参数的试验结果见表 4。由表 4 可知:王庄矿 3[#]煤注水效果最好,注水可使强度降低 50%左右;古书院矿 3[#]煤注水效果最差,几乎没有弱化效果;忻州窑矿 11-12[#]注水效果较好。为便于对比,将晋城古书院矿 3[#]煤和大同忻州窑矿 11-12[#]煤的试验结果也列入表 4 中。试验表明,王庄矿 3[#]煤层的单轴抗压强度 s_c 随含水率 h 的变化规律为 $s_c = 28.34 - 6.96h$ 。含水率 h (含水量 w) 随浸泡时间 t 和注水压力 P 以及围压 $s_2 = s_3$ 的变化如图 3 所示。由图 3(a)可知,浸泡 10 d 后,含水率有明显增高趋势。由图 3(b)可知,增加 P 可增加含水量,但 P

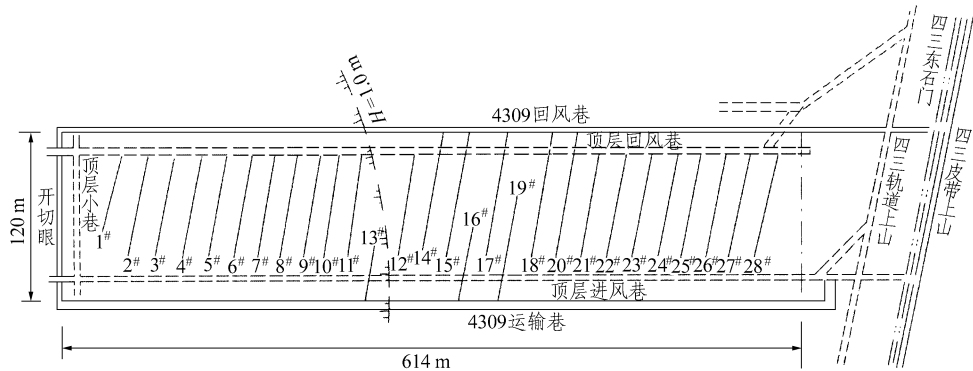


图 2 4309 工作面及注水钻孔布置
Fig.2 Layout of 4309 working face and drill holes

表 4 煤层的主要参数
Table 4 Main parameter of coal seam

参数	普氏 系数 f	孔隙 率/%	裂隙 间距/mm	裂隙 分维 D	裂隙条数 N_{lm}	导水系数 /md	原煤 含水率/%	浸泡 含水率/%	注水 含水率/%	软化 系数	注水 压力/MPa	最佳 注水区/m	注水孔 间距/m	注水后 强度/MPa
王庄矿 3 [#] 煤	1.5~2.5	11.60	134.1	1.6920	3.72	0.1300	1.76	3.46	2.96	0.61	>3~5	煤壁前 8~40	15, 20	10.50
古书院矿 3 [#] 煤	2.5~3.5	4.10	170.0	1.4179	11.20	0.0707	2.63	3.01	2.80	0.85	>2~3	煤壁前 6~30	15	26.00
忻州窑矿 11-12 [#] 煤	>3.0	8.11	150.6	1.4502	7.40	0.4279	4.82	8.08	7.13	0.67	>3.0	煤壁前 6~35	17	14.94

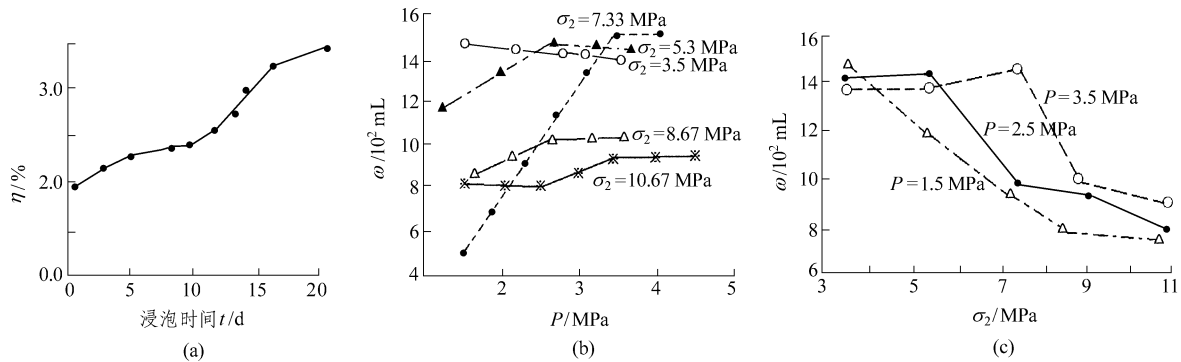


图 3 煤样 $h-t$, $w-P$, $w-s_2$ 关系曲线
Fig.3 Curves of $h-t$, $w-P$, $w-s_2$

若过大, 会破坏贮水空间, 又使含水量降低。由图 3(c)可知, 在 P 不变的情况下, 含水量随 s_2 的增大而减小, 当 $s_2 = g H$ 时, 即注水在工作面前方 40 m 以外时, 选择 $P \geq 2.0$ MPa; 当 $s_2 = (1.5 \sim 2.0) g H$ 时, 即注水在工作面前方 20~30 m 时, 选择 $P \geq 3.0$ MPa; 当 $s_2 = (2.5 \sim 3.0) g H$ 时, 即注水在工作面前方 10~15 m 时, 选择 $P \geq 5.0$ MPa。

4.3 预注水钻孔的布置与注水实施

采用顶层巷单侧布孔, 局部断层处底层巷双侧交替布孔, 见图 2。孔长 70~75 m, 水平转角 $70^\circ \sim 75^\circ$ 以使钻孔与煤层中 2 组呈 X 形分布的主裂隙斜交, 并使工作面在推进过程中逐渐接触每孔的注水区; 为探索最佳注水孔间距, 采用 15, 20 m 两种间距, 并在断层区适当调整。注水孔径为 $\phi 42$ mm, 水泥砂浆封孔长度为 6~8 m, 断层区封孔长度加长至 25 m。选用 2 台 5D-2 / 150 型注水泵, 采用平行复注水方式, 即一台注水泵超前工作面 40 m 以外注水, 另一台注水泵在 40 m 内最佳区域复注水。

4.4 预注水效果及其分析

4.4.1 注水量与注水压力

试验段内共 11 个注水孔, 其注水参数见表 5。当注水终压小于 6 MPa 时, 注水量很少; 当注水终压接近平均压力时, 实际注水量为理论注水量的 2~2.5 倍。其原因是, 理论注水量是根据室内煤样注水后的含水率计算的, 而现场煤体的裂隙和孔隙要比煤样中的裂隙和孔隙发育得多, 加上构造及开采压力的影响, 致使实际需水量要大得多。

表 5 试验段注水参数

Table 5 Water infusion parameters in tested districts

注水孔号	设计注水量/t	实际注水量/t	注水终压/MPa
1 [#]	100	0	0
2 [#]	202	260	7.2
3 [#]	202	203	6.3
4 [#]	202	223	6.0
5 [#]	214	213	6.2
6 [#]	214	62	3.2
7 [#]	214	216	6.0
8 [#]	214	325	7.5
9 [#]	214	530	8.4
10 [#]	214	509	8.0
11 [#]	214	366	7.3

6[#]~11[#]孔 2 个试验段注水区域的顶煤测定结果(表 6)表明, 注水压力大, 注水量多, 含水率高, 顶煤放出率也高。但注水压力太大, 水会沿煤层裂隙流失, 注水效果反而差。因此, 注水终压只要达到理论计算的平均压力, 便会取得好的注水效果。

表 6 试验段注水效果参数

Table 6 Effect parameters from water infusion

试验段	平均注水量 /t · m ⁻¹	原煤含水率 /%	注水后 实测含水率 /%	含水率 比原煤 提高 /%	注水后 抗压强度 /MPa	顶煤 放出率 /%	放煤 工艺
6 [#] ~8 [#] 孔	9.1	1.53	2.35	0.82	11.98	75.20	三刀间隔
9 [#] ~11 [#] 孔	16.8	1.53	2.71	1.18	9.50	78.97	三刀间隔

4.4.2 顶煤放出效果

对 2 个注水段和未注水段的顶煤含水率和放出率的分析表明:

第 1 试验段(6[#]~8[#]孔): 6[#]~8[#]孔实际注水量分别为 62, 216 和 325 t, 平均注水量为 9.1 t/m, 顶煤注水后实测含水率为 2.35%, 比注水前提高了 0.82%, 强度降低为 11.98 MPa。采用 3 刀间隔分段放煤时, 放出率为 75.2%。

第 2 试验段(9[#]~11[#]孔): 9[#]~11[#]孔实际注水量分别为 530, 509 和 366 t, 平均注水量为 16.8 t/m, 顶煤注水后实测含水率为 2.71%, 比注水前提高了 1.18%, 强度降低为 9.5 MPa。采用 3 刀间隔分段放煤时, 放出率为 78.97%; 采用 2 刀间隔分段放煤时, 放出率为 84.2%。放煤时粉尘浓度平均为 370.5 mg/m³, 平均日推进为 3.13 m, 日产量为 2 829.67 t。

比较 2 个试验段, 由于平均注水量由 9.1 t/m 提高到 16.8 t/m, 因此, 实测含水率由 2.35%提高到 2.71%, 强度由 11.98 MPa 下降为 9.5 MPa, 放出率由 75.2%提高到 78.97%。

未实施预注水段的测试结果表明, 顶煤含水率为 1.53%, 放煤时粉尘浓度为 839.6 mg/m³, 平均日产量为 1 948.1 t, 放出率为 61.6%。

4.4.3 经济效益分析

试验工作面实施注水的工程费用包括钻孔费 1 680 元、水费 2 912 元、封孔费 560 元、注水泵折旧费 487.5 元和电费 5 096 元, 共计 10 735.5 元。实施预注水弱化顶煤后, 使顶煤放出率提高了 17.37%, 多采出煤炭 69 110.36 t, 按 120 元/t 计, 则多出煤炭产生的效益为 8 293 243.2 元, 净收入为 8 282 507.7 元, 即 828.25 万元。

5 结 论

通过对预注水弱化顶煤的理论研究及其工程应用, 可以得出以下结论:

(1) 水在贯通裂隙中的流动和渗透取决于注水泵的压力和注水时间。停泵后, 已注入煤体中的水在重力作用下下渗, 注水孔应置于顶煤上部; 水在微裂隙与孔隙中的渗透, 主要取决于微裂隙和孔隙的分布特征和渗透时间, 渗透 3~5 m 的距离需要 10 余天时间。结合对工作面前方煤体裂隙发展变化规律的研究, 确定了软煤、中硬煤和硬煤综放开采工作面超前预注水的合理位置与超前时间。

(2) 水对煤体的弱化机理可综合表达为式(6), 注水压力 P 对煤的弹性模量 E 的影响可写为式(7), 含水率 h 对煤的单轴抗压强度 s_c 的影响可以写为式(8), 预注水软化顶煤, 提高顶煤放出率的通式可写为式(10)。试验测定具体煤层的软化常数 a, b 后, 可得预注水所要求的顶煤含水率, 此乃确定注水量的基础。

(3) 提出了预注水弱化顶煤的润湿半径、注水量、注水孔间距、注水时间、注水压力和注水孔布置等参数的确定方法。

(4) 将理论研究结果应用于工程实际, 使得王庄矿中硬煤综放面顶煤放出率提高 17%, 粉尘浓度降低 56%, 产量提高 45%, 创造了 828.25 万元的显著经济效益。

参 考 文 献

- 1 Kang Tianhe, Jin Zhongming. Laws of coal-rock movement and derived support parameters for a fully mechanized sub-level caving face in a gently inclined seam[J]. Int. J. Mining & Minerals, 1999, 2(21): 255~259
- 2 靳钟铭. 放顶煤开采理论与技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2001
- 3 康天合. 顶煤冒放特性与预注水处理顶煤的理论研究及其应用[博士学位论文][D]. 武汉: 中国科学院武汉岩土力学研究所, 2002
- 4 康天合, 宋选民, 弓培林等. 煤层条件对顶煤可放性的影响研究[J]. 岩土工程学报, 1996, 18(5): 22~29
- 5 曲民强, 康天合, 靳钟铭等. 顶煤冒放性及其预测分类研究[J]. 焦作工学院学报, 1998, 17(2): 100~107
- 6 康天合, 薛亚东, 靳钟铭等. 工艺参数对顶煤冒放性影响的数值分析与硬顶煤的预处理[J]. 岩石力学与工程学报, 1998, 17(1): 59~65
- 7 谢和平, 王家臣, 陈光辉. 坚硬厚煤层综放开采爆破破碎顶煤技术研究[J]. 煤炭学报, 1999, 24(4): 350~354
- 8 张顶立, 何佐德, 董伟君等. 特厚坚硬煤层分层综放开采关键技术研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2002, 21(2): 273~279
- 9 宋选民. 放顶煤开采顶煤裂隙分布与块度的相关研究[J]. 煤炭学报, 1998, 23(2): 150~154
- 10 傅 贵, 袁海洋, 解兴智. 煤体对纯水吸收速度的影响因素分析[J]. 煤炭学报, 1999, 24(5): 489~493
- 11 金龙哲, 任宝洪, 范文彬. 煤体自然渗流吸湿的试验研究[J]. 煤炭科学技术, 2001, 29(2): 42~44
- 12 金龙哲, 宋存义, 蒋仲安. 压力渗流润湿煤体的试验研究[J]. 安全与环境学报, 2001, 1(5): 19~21
- 13 肖国清, 刘英学, 陈宝智. 煤体注水浸润半径测试方法的研究[J]. 煤炭科学技术, 2001, 29(4): 44~46
- 14 康天合. 煤层注水渗透特性及其分类研究[J]. 岩石力学与工程学报, 1995, 14(3): 260~268
- 15 张延松. 煤层注水非线性渗流方程的解析解及应用[J]. 应用数学和力学, 1995, 16(11): 991~996
- 16 村田逞治[日]. 煤的润湿性研究及其应用[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1992
- 17 吴 健, 张 勇. 顶煤裂隙的发展趋势及其对注水防尘的影响[J]. 煤炭学报, 1998, 23(6): 580~584
- 18 靳钟铭, 魏锦平, 靳文学. 综放工作面煤体裂隙演化规律研究[J]. 煤炭学报, 2000, 25(增): 43~45