

文章编号:1673-3363(2007)02-0173-05

# 立井煤与瓦斯突出危险性分析及防突措施

刘洪永, 程远平, 周红星, 王海锋, 俞启香

(中国矿业大学 煤矿瓦斯治理国家工程研究中心, 江苏 徐州 221008)

**摘要:** 随着煤矿开采深度的增加,立井揭穿煤与瓦斯突出危险煤层的危险性日趋增大,因此解决这一问题成为深部立井施工的当务之急.采用 FLAC 软件模拟计算,得出了立井工作面附近的应力分布,与现场实测煤层瓦斯参数对比分析后,得出了立井工作面附近应力分布规律.分析了立井揭穿突出煤层的危险性,得到了在立井揭穿煤层过程中,穿过突出危险煤层时突出危险性最大的结论,并被几次立井煤与瓦斯突出案例所验证.设计了适合立井应力分布规律的揭穿突出危险煤层技术,其安全性和有效性被芦岭新副井揭穿 8,9 号突出危险煤层工程实践所证明.这对立井揭穿煤与瓦斯突出煤层具有较强的指导意义.

**关键词:** 立井; 煤与瓦斯突出; 揭穿煤层; 应力分布; 防突措施

**中图分类号:** TD 712 **文献标识码:** A

## Risk Analysis of Coal and Gas Outburst in Vertical Shaft and the Prevention Measures

LIU Hong-yong, CHENG Yuan-ping, ZHOU Hong-xing, WANG Hai-feng, YU Qi-xiang

(National Engineering and Research Center for Coal Gas Control, China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221008, China)

**Abstract:** The risk of cutting through outburst coal seams in vertical shaft becomes higher and higher with the increase of excavation depth. So it is a crucial issue to solve the problem vertical shaft construction. Contrasting the stress distribution data simulated by FLAC with actually measured data from scene of coal gas, we have obtained the rule of stress distribution around working face. The risk of cutting through outburst coal seams was analyzed. The result shows that cutting into the outburst coal seams is quite possible to cause accident, which has been verified by practice. Finally, the technology suitable for the vertical shaft cutting through the outburst coal seams was proposed, whose safety and validity was verified by the project cutting through the No. 8 and 9 coal seams in the service shaft of Luling coal mine of Huaibei city.

**Key words:** shaft; coal and gas outburst; cutting through coal seam; stress distribution; outburst prevention measures

立井揭穿有煤与瓦斯突出危险煤层是立井施工中的重大安全技术问题.随着煤矿开采深度的增加,立井揭穿煤与瓦斯突出危险煤层的危险性日趋增大.据统计 2006 年共发生立井煤与瓦斯突出事故

3 起,死亡 28 人.其中 2006 年 1 月 5 日,淮南矿业集团望峰岗矿近千米的主井井筒在穿过 5.86 m 厚的 C13 突出危险煤层时,就发生了一起特大型煤与瓦斯突出事故,突出煤量 2 831 t,瓦斯量 9.27 万 m<sup>3</sup>.

收稿日期: 2006-10-26

基金项目: 国家重点基础研究发展规划(973)项目(2005CB221503);国家自然科学基金重点项目(70533050);国家“十五”科技攻关项目(2004BA803B0112)

作者简介: 刘洪永(1982-),男,汉族,山东省潍坊市人,博士,从事煤矿瓦斯防治方面的研究.

E-mail: Lhyeven@163.com Tel: 0516-83885948

对于立井揭穿突出危险煤层,现行《煤矿安全规程》(2004 年版)<sup>[1]</sup>(以下简称《规程》)没有相关条款.原《规程》(1992 版)<sup>[2]</sup>第 185 条则规定:其它岩石井巷(立井、斜井、斜巷等)揭穿突出危险煤层时,参照石门揭煤的有关规定,采取相应的防突措施.《防治煤与瓦斯突出细则》(1995 年版)<sup>[3]</sup>(以下简称《细则》)第 63 条至 65 条对立井揭穿突出危险煤层应采取的措施作了详细规定.

望峰岗矿主井揭煤中采用了以钻孔瓦斯排放为主、注浆和金属骨架为辅的综合防突措施.钻孔瓦斯排放具体参数见表 1.

表 1 望峰岗矿立井揭煤钻孔瓦斯排放参数汇总表  
Table 1 Itemized table of pre-draining gas in shaft of Wang Fenggang Coal Mine

参数	《细则》规定值	望峰岗矿实施值
前探孔超前煤层距离/m	10.0	10.0
瓦斯排放超前煤层距离/m	>3	6
排放孔孔底间距/m	1.5~2.0	2.0
排放孔直径/mm	75~90	93
外围钻孔孔底超出井筒荒断面轮廓线距离/m	>2.0	3.0
消突校验指标 $K_1 / (mL \cdot g^{-1} \cdot min^{-\frac{1}{2}})$	$\leq 0.5$	$K_{1max} = 0.44$
消突校验指标 $P / MPa$	$\leq 0.74$	$P_{残} = 0.26$
消突校验指标 $S_{max} / (kg \cdot m^{-1})$	$< 6.0$	4.0

由表 1 可知,望峰岗矿立井揭煤所采取的措施符合《细则》中有关立井揭穿煤与瓦斯突出危险煤层的规定,但仍不能有效防治煤与瓦斯突出.因此,有必要对立井煤与瓦斯突出的危险性 & 防突措施进行深入的研究与探讨.

### 1 立井煤与瓦斯突出危险性分析

煤与瓦斯突出是一种复杂的矿井瓦斯动力现象,到目前为止人们对其发生机理还没有完全掌握,但人们普遍接受煤与瓦斯突出综合假说.它认为煤与瓦斯突出是煤层瓦斯压力和瓦斯含量、地应力和弹性能以及煤的强度和结构综合作用的结果.工程实践认为立井煤与瓦斯突出危险区域是应力峰值前方的原始煤体,采掘产生的应力集中是诱发煤与瓦斯突出的动力,井壁至四周应力集中峰值处的无突出危险煤岩体构成的安全区,是煤与瓦斯突出发生的阻力.煤与瓦斯突出发生与否与井筒四周安全区的厚度有直接的关系,安全区的厚度决定了煤岩体中储存的弹性变形能和瓦斯内能能否得到释放,突出最终能否形成.因此,对立井工作面附近应力分布的研究是十分必要的.

#### 1.1 立井工作面附近应力分布规律

立井工作面附近的应力分布规律是很难直接

测定的,本文是通过 FLAC 软件的数值计算来完成的.FLAC(Fast Lagrange Analysis Continua)是采矿领域大型专业软件,专门解决岩体非线性大变形力学问题.FLAC 针对采矿工程特点,提供了多种适用于岩土材料的本构模型,如 Mohr Coulomb, Druker Prager, Strain Softing 和 NULL 等<sup>[4]</sup>.本文使用 Mohr Coulomb 弹塑性本构模型模拟煤岩体的力学变形和 NULL 本构模型模拟采掘活动.

计算模型以淮北矿业集团芦岭矿新副井的实际条件简化而得.芦岭矿新副井筒静直径 6.5 m,井深 643 m,在垂深 483 m 和 502 m 要依次穿过 8, 9 号煤层,煤厚分别为 11.8 m 和 3.9 m,煤层倾角 20°.实测煤层瓦斯压力达 3.1 MPa,  $f$  值为 0.21~0.32,综合指标  $K$  为 2.3~4.1,  $D$  指标为 21.3~33.63,8,9 号煤层具有严重突出危险性.井筒穿过煤层的局部柱状如图 1 所示<sup>[5]</sup>.

层厚/m	累计厚度/m	柱状	岩性
13.2	451.79		粉砂岩
12.0	163.79		砂岩
1.6	465.39		7煤
2.1	467.49		泥岩
15.4	482.89		粉砂岩
1.41	484.43		炭质泥岩
11.80	495.30		8煤
1.41	496.71		砂岩
1.20	497.91		泥岩
3.90	501.81		9煤
4.80	506.61		泥岩

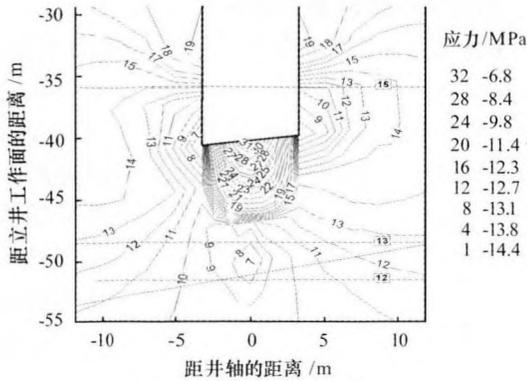
图 1 副井煤层柱状图

Fig. 1 Geologic block diagram of service shaft

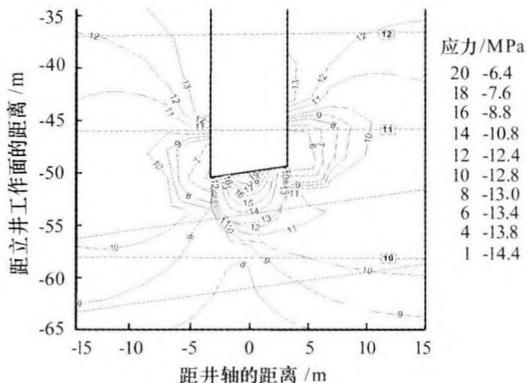
计算时作如下假设:层状岩体是弹塑性材料,各层为均质连续体;开挖的动态过程对最终应力分布没有影响;不考虑构造应力、温度应力以及瓦斯引起的附加应力的影响<sup>[5]</sup>.考虑到立井结构特点和计算精度的要求和岩体的局部开挖仅对一定的区域有明显的影 响,计算范围取长宽各为 80 m,高为 100 m,开挖深度 50 m.边界条件为:模型四周固定,位移为零;底部为固定边界,顶部加载上覆岩层的重量.网格在关注区域和应力集中区划分较密集.

立井工作面附近应力分布的计算结果如图 2.由图 2 知,立井工作面距厚度不同的煤层距离不同时,地应力的分布也是不同的.井壁四周应力集中区的水平影响范围与前方煤层厚度有关,煤厚为 2 m 时,影响范围可达井筒荒断面轮廓线外 6 m 以上;煤厚为 8 m 时,影响范围可达井筒荒断面轮廓线外 10 m 以上.工作面前方卸压区的影响范围,

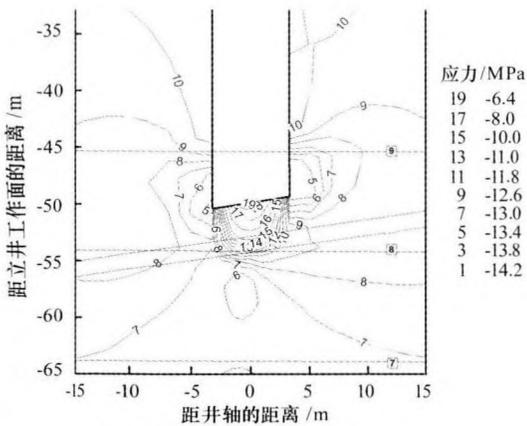
横向与井筒直径相当,垂向超前工作面达 12 m 以上.在距井心 16 m 以外,煤岩体仍保持原始状态.



(a) 工作面距 8 m 厚煤层 11 m



(b) 工作面距 8 m 厚煤层 4 m



(c) 工作面距 2 m 厚煤层 4 m

图 2 工作面附近垂直应力分布

Fig. 2 Vertical stress distribution around working face

虽然计算模型的物理力学参数不同,但是工作面附近的应力分布是相似的,服从以下规律:

1) 立井工作面接近煤层时,在其前(下)方应力分布分为 3 个区,即完全卸压区、部分卸压区和未卸压区.工作面前(下)方有“漏斗”形采动卸压区(中心为最大卸压区;四周为部分卸压区).在工作面前方,煤岩体的卸压程度随着远离井筒中心线而降低;工作面距煤层距离不同,各区的影

响范围也

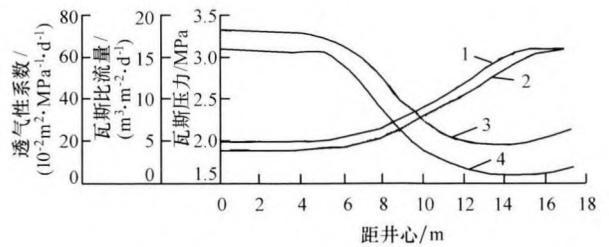
不同.工作面距离煤层越近,煤层中一定范围内的卸压程度越大.

2) 在井筒四周、工作面前后存在应力集中区.工作面距离煤层越近,应力集中区的影响范围和峰值越大.

3) 同一标高处,井壁四周的集中应力分布是不同的.倾斜煤层沿倾向以井轴为界分为两部分,上侧区域的应力集中度及影响范围较下侧区域大,这是由于上侧区域的煤岩体受自重倾斜分量的压缩所致.

4) 在工作面前(下)方,采动卸压区下方存在应力集中区,是因立井掘凿后,此处的煤岩体由原始三向平衡荷载变为二向荷载(上覆岩层自重可以忽略),出现向上的应变所致,也是煤层底鼓的原因所在.

在芦岭矿新副井揭穿 8 号突出危险煤层时,对工作面前方煤层瓦斯流动参数进行了测定.测定结果如图 3 所示.从上述应力分布规律知,由于立井工作面采动卸压作用,工作面前方出现漏斗状分布的卸压区,实测结果表现为瓦斯压力的漏斗状分布、透气系数及钻孔瓦斯比流量的帽形分布.随着工作面的下掘,8 号煤层卸压程度提高,卸压范围加大.实测结果表现为工作面距 8 号煤层 11 m 时测得的瓦斯压力比距 8 号煤层 4 m 测得的瓦斯压力高,且漏斗范围小.工作面距 8 号煤层 4 m 时,应力集中区还没有到达煤层,这一点也被实测结果所证实<sup>[6]</sup>.



1—工作面距煤层 11 m 时的瓦斯压力;2—工作面距煤层 4 m 时的瓦斯压力;3—工作面距煤层 4 m 时的瓦斯比流量;4—工作面距煤层 4 m 时的透气系数

图 3 8 号煤层的瓦斯流动参数在井周的变化  
Fig. 3 Change of the gas flow value with the distance from shaft wall

### 1.2 立井煤与瓦斯突出危险性分析

由立井工作面附近应力分布特点知,当工作面揭开突出危险煤层时,工作面前方存在的卸压区使前方煤岩体向上突出的能量降低,发生煤与瓦斯突出的危险性相对较小.而当采掘进入突出危险煤层时,由于井壁不能及时支护,暴露的煤壁便承载着煤层瓦斯压力和地应力的作用(特别是在倾斜煤层

的上侧),当煤壁阻碍煤与瓦斯突出的安全区不足以抵挡瓦斯压力和地应力的综合作用时,煤壁中的软分层便发生失稳破坏,造成煤与瓦斯突出的发生.因此,立井揭煤中最易发生突出的位置是工作面采掘进入煤层后受应力集中影响的煤壁,尤其是倾斜煤层的上侧,因该区域不仅受应力集中影响,而且还受重力影响.几起立井煤与瓦斯突出事故均已证明了这一结论,如淮南望峰岗主井煤与瓦斯突出事故发生在揭开 C13 煤层后,穿过煤层的施工过程中,突出煤岩 2 800 余吨;淮北芦岭矿主井突出事故也发生在揭开 8 号煤层后,穿过煤层过程中,突出煤岩 110 余吨.

由上述分析可得,井壁至四周应力集中峰值处的无突出危险煤岩体构成的安全区,是阻碍煤与瓦斯突出的关键.因此,释放井筒周围一定范围内的瓦斯膨胀能和岩石弹性变形能,使其变为无煤与瓦斯突出危险安全区,阻止煤与瓦斯突出,成为立井揭穿突出危险煤层技术的关键.

## 2 立井揭穿突出煤层的防突措施

由上节的分析知,抽采煤层的瓦斯,降低瓦斯压力,释放瓦斯膨胀能,降低应力集中的影响,增加煤体强度,在井筒周围形成足够厚度的安全区成为立井防治煤与瓦斯突出的主要方向.钻孔预排瓦斯正是满足条件的理想选择.

钻孔预排瓦斯消除突出的原理是利用钻孔增加应力集中区煤岩体的损耗,在非弹性变形能作用下造成钻出空间周围煤体卸压变形,使应力集中峰值降低、井壁四周应力集中峰值点外移.同时利用工作面前方煤体卸压变形、煤体的透气性大大增加的条件,通过对井筒周围一定范围内煤体瓦斯的抽采,降低煤体中积蓄的瓦斯膨胀能、煤体孔隙瓦斯压力,使煤体部分孔隙闭合,增强煤体强度.当煤体瓦斯预排达到一定程度后,瓦斯膨胀能减小到不足以粉化、抛射煤岩体时,预排范围内的煤体便失去了突出危险.在井筒周围形成一定厚度的安全区,从而防止立井煤与瓦斯突出的发生.

立井采取防突措施前,应确切掌握煤层厚度、倾角、地质构造和瓦斯参数,并测定煤的坚固性系数、瓦斯含量、瓦斯压力、瓦斯放散初速度指标、煤层含有的气体成分及各组分所占的百分比等参数,再根据煤层突出危险性综合指标  $D, K$  等对煤层突出危险性进行预测.

根据突出危险的严重程度,采取相应的技术措施.目前的防突方法有钻孔瓦斯排放法、钻孔瓦斯

排放和金属骨架法以及钻孔瓦斯抽放法.限于篇幅,本文只介绍钻孔瓦斯抽放法.

### 2.1 钻孔瓦斯抽放的安全保护范围

通过对立井工作面附近应力分布的分析发现:煤层厚度为 2 m 时,工作面附近应力集中区的影响范围可达井筒断面轮廓线外 6 m 以上;当煤层厚度超过 4 m 时,影响范围可达井筒断面轮廓线外 10 m 以上.因此,立井采取钻孔瓦斯抽放措施的最小安全保护范围(指井筒掘进断面以外的范围)为:当煤层厚度小于 4 m 时,为煤层厚度的 2 倍加 2 m;当煤层厚度大于 4 m 时,取 10 m.瓦斯抽放施工如图 4 所示.

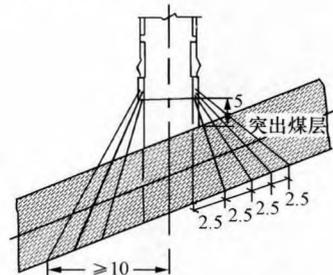


图 4 瓦斯抽放施工示意图(m)  
Fig. 4 The schematic drawing of pre-draining gas

### 2.2 防突效果的校验

工程实践证明,消除煤与瓦斯突出危险必须达到下列指标:

在安全保护范围内,煤层瓦斯压力低于 0.74 MPa;瓦斯含量低于 8.0 m<sup>3</sup>/t.

对防突进行检验时,指标的测定应避免井筒周围应力集中区、工作面前方卸压区及应力集中区的影响.确认煤体瓦斯参数达到上述指标后,还应参考其他指标,综合评定认为安全时,方可揭穿煤层.

### 2.3 钻孔瓦斯抽放方法的工程验证

如上所述,芦岭矿新副井依次通过的 8,9 号煤层具有严重突出危险性,为保证副井揭穿突出煤层的施工安全,必需采取安全有效的技术方法.为此选用了适合竖井应力分布特点的钻孔瓦斯抽放方法,利用井筒前方一定范围内存在的“漏斗状”卸压区,使一定范围内煤体的透气性大大增加(增大 16.75 倍)的有利条件,提高钻孔抽放瓦斯速度,缩短抽放工期.现场测得钻孔瓦斯抽放的有效半径为 1.5 m 后,在井筒断面 10 m 范围内布置了 5 圈,150 个孔.经过两个月的抽放,距井壁 10 m 范围内,瓦斯压力由 1.9~2.0 MPa 降至 0.2~0.5 MPa 煤层瓦斯含量由 10.2~10.5 m<sup>3</sup>/t 降至 1.8~4.3 m<sup>3</sup>/t.

总之,在瓦斯抽放后,井壁外 10 m 以内区域

瓦斯参数已小于消除突出危险临界值,成为无煤与瓦斯突出危险的安全区.在此安全区的保护下,用一般掘进方法顺利揭穿了8,9号煤层.

### 3 结 论

1) 通过对比工作面接近煤层时应力分布的计算结果和现场实测数据,得出了立井工作面附近应力分布规律,分析了立井揭穿煤与瓦斯突出煤层的危险性,由此设计了适合立井应力分布规律的揭穿突出煤层技术,其安全性和有效性被有关工程实践所证明.

2) 由于立井工作面的卸压作用,工作面前方出现了一定范围的卸压区.与此相对应,煤层内的瓦斯压力及瓦斯含量呈漏斗状分布,煤层透气系数呈帽形分布.井筒四周的应力集中区使立井揭穿突出危险煤层过程中,最易发生突出危险的阶段是穿过突出危险煤层时,而不是揭开煤层时.

3) 钻孔抽放瓦斯使瓦斯压力和瓦斯含量下降,煤层透气系数及煤体强度增大,在井筒周围形成了一定厚度的阻止煤和瓦斯突出的安全区.分析得出,立井采取钻孔瓦斯抽放措施的最小安全保护范围:煤层厚度小于4 m时,为煤厚的2倍加2 m;煤层厚度大于4 m时,取10 m.这远大于《细则》规

定的2.0 m,为立井揭穿煤与瓦斯突出煤层提供了较大安全屏障,对工程实践具有较强的指导意义.

### 参考文献:

- [1] 国家煤矿安全监察局. 煤矿安全规程[M]. 北京:煤炭工业出版社,2004.
- [2] 国家煤矿安全监察局. 煤矿安全规程[M]. 北京:煤炭工业出版社,1991.
- [3] 中华人民共和国煤炭工业部. 防治煤与瓦斯突出细则[M]. 北京:煤炭工业出版社,1995.
- [4] Itasca Consulting Group Inc USA. FLAC-3D Version 3.0 User's Manual[S]. 2005.
- [5] 程远平,俞启香. 竖井工作面接近煤层时的应力分布及预防煤与瓦斯突出的方法[J]. 中国矿业大学学报,1991,20(2):27-32.  
CHENG Yuan-ping, YU Qi-xiang. Stress distribution in shaft sinking face approaching coal seam and measures for preventing coal and gas outburst[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 1991,20(2):27-32.
- [6] 俞启香. 立井安全穿过煤与瓦斯突出煤层技术[C]//俞启香. 煤矿瓦斯灾害防治理论研究与工程实践. 徐州:中国矿业大学出版社,2005:72-77.

(上接第172页)

### 参考文献:

- [1] 侯朝炯,郭励生,勾攀峰,等. 煤巷锚网喷支护[M]. 徐州:中国矿业大学出版社,1999.
- [2] 周华强. 巷道支护限制与稳定作用理论的研究[D]. 徐州:中国矿业大学能源与安全工程学院,2000.
- [3] 李大伟. 深井、软岩巷道二次支护围岩稳定原理与控制研究[D]. 徐州:中国矿业大学能源与安全工程学院,2006.
- [4] 王卫军,侯朝炯. 软岩巷道支护参数优化与工程实践[J]. 岩石力学与工程学报,2000,19(5):647-650.  
WANG Wei-jun, HOU Chao-jiong. Optimum of supporting parameter of soft-rock roadway and engineering practice[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2000,19(5):647-650.
- [5] 刘 静. 软岩巷道喷锚支护参数技术[J]. 矿业研究与开发,1999,19(4):23-25.  
LIU Jing. Optimization of parameters on concrete-bolt support technique of drift in soft strata[J]. Mining Research and Development, 1999,19(4):23-25.
- [6] 薛顺勋. 软岩巷道支护设计指南[M]. 北京:煤炭工业出版社,2000.
- [7] 何满潮. 煤矿软岩巷道支护与设计理论[M]. 北京:科学出版社,2000.
- [8] 陈子荫. 围岩力学分析中的解析方法[M]. 北京:煤炭工业出版社,1994.
- [9] 李庶林,桑玉发. 应力控制技术及其应用综述[J]. 岩土力学,1997,18(1):90-96.  
LI Shu-lin, SANG Yu-fa. Stress Control Technique and Its Application[J]. Rock and Soil Mechanics, 1997,18(1):90-96.
- [10] 王连国,缪协兴. 深部软岩巷道锚注支护数值模拟研究[J]. 岩土力学,2005,26(6):983-985.  
WANG Lian-guo, MIAO Xie-xing. Numerical simulation research of bolt-grouting support in deep soft roadway[J]. Rock and Soil Mechanics, 2005,26(6):983-985.