



立井穿过危险煤层的技术措施 和理论分析

华安增

(中国矿业大学 徐州 221008)

提 要

为了预防立井掘进过程中的岩石冲击,本文采用有限元程序对立井接近煤层时的围岩应力、位移进行了三维非线性弹塑性分析。分析表明,立井接近煤层时,掘进速度不变而能量释放速率将突然增加,当释放的能量超过了岩体破碎所需的能量,即形成岩石冲击(包括煤与瓦斯突出)。我们采用均匀分布的钻孔预先释放煤层中的能量,使芦岭立井在500m深处安全地穿过了3层煤与瓦斯突出危险煤层,其中一层厚达11m,根据计算确定了岩层厚度、钻孔数量及释放范围,并进行了规律性研究。

一、前 言

我国立井掘进过程中曾多次发生煤与瓦斯突出事故。例如安徽芦岭主井1964年2月18日突出119t煤;黑龙江滴道副井1966年11月突出500t煤;二年后又在滴道立井突出780t煤;江苏花山立井1978年5月10日也突出350t煤等等。苏联也有不少记载^[1]。但对立井中的防治措施和理论研究却远不如平巷。在平巷中发生突出后尚可修复,而在立井中则不然,往往造成报废,故如何预防立井中煤层突出,无论在理论上还是技术上都是急待研究的课题。本文试以芦岭新副井为例加以探讨。

芦岭新副井掘进工程在垂深464~500m段,必须依次穿过7、8、9号3层煤,厚度分别为1.6、11和3m,均有突出危险。8号煤层中瓦斯压力为3.1MPa。1963~1964年芦岭主井掘进穿过7号煤层时,曾发生瓦斯燃烧16小时;穿过8号煤层时,工作面鼓起3m,突出119t煤。现在

的新副井是在已生产的工业广场中增加的立井，一旦发生类似事件，后果不堪设想。然而对这样深的特厚危险煤层又无成功先例。因此江苏煤炭基本建设公司与我们合作，经过多方调查和论证确定采用钻孔释放煤层中的应变能和瓦斯膨胀能（图1），该方案成败的关构在于科学地确定岩帽厚度、释放范围和钻孔数量。我们从应力应变和瓦斯两个方面对该课题进行了研究。本文只叙述应力应变方面的研究情况。

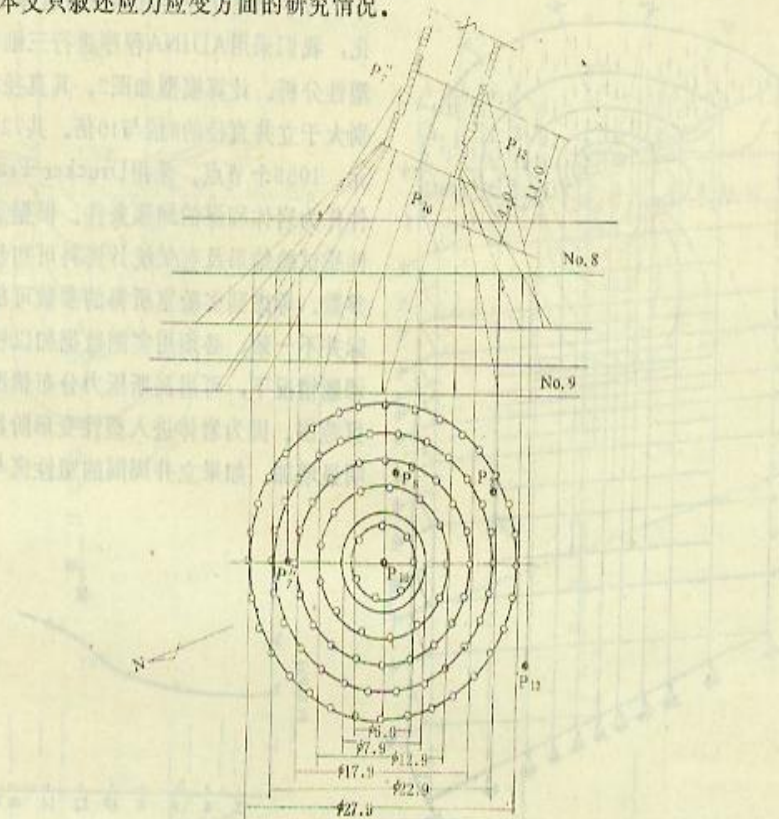


图1 钻孔布置

Fig. 1 Layout of boreholes

二、立井围岩应力分析

根据我们过去的研究，煤与瓦斯突出是岩石冲击的一种形式⁽²⁾⁽³⁾。在煤和瓦斯突出发动这一瞬间，主要是岩体应力突然变化所引起的⁽⁴⁾。当岩石（煤）一旦从岩体中突然抛出，其中包含的高压气体将突然膨胀，气体产生的膨胀能远大于岩体的应变能。简言之，应力突然变化在前，瓦斯能的作用在后。作为预防措施，必须把握在事故发生之前。因此研究应力突然变化的时机，就成为预防措施的关键。根据调查芦岭矿区的地质构造应力并不明显，故假定原岩应力为岩体自重所引起的。在煤层中除了上复岩层自重外还有瓦斯压力。如何计算瓦斯压力的作用，目前尚难以确定。从有效应力观点出发，应从岩体应力中减去气体所产生的膨胀应力。一般瓦斯压力约为岩体自重应力的 $\frac{1}{3}$ 。在压缩状态下有效应力相当于降低岩体应力，将有利于岩体的稳固。但从岩块力学性质试验结果来看，含气岩块的三轴抗压强度低于无气岩块强度，气体压力有害于岩体的稳固。这种两相介质综合的力学效应决非短期所能揭

晓的。但是有一点可以肯定，由于气体的流动性较大，它在岩体中的压力变化不象岩体力变化那样突然。如果说气体压力对岩体应力的绝对值还有一定的影响，然而对于岩体应力突然变化的影响则相形见绌了。既然关键是应力突然变化的条件而不是应力绝对值，于是为了简化计，在目前条件下忽略这一次要影响因素在科学研究中应该是允许的。

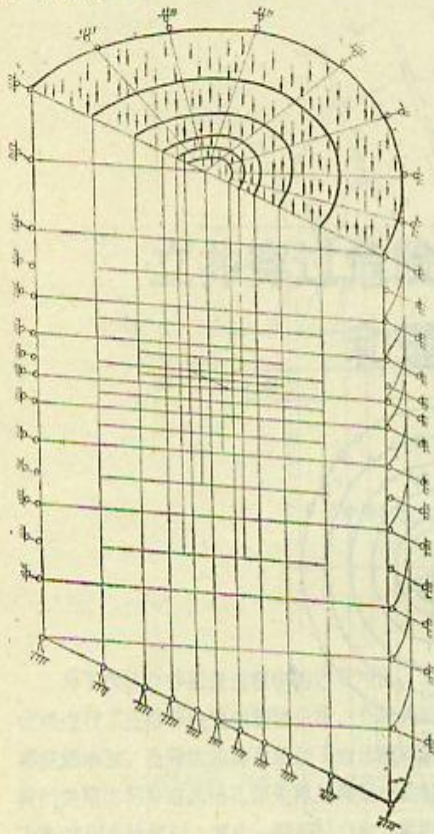


图2 有限元模型
Fig. 2 FEM model

为了研究立井接近煤层时岩体中的应力变化，我们采用ADINA程序进行三维非线性弹塑性分析。计算模型如图2。其直径和深度分别大于立井直径的8倍与10倍。共721个三维单元，1059个节点。采用Drucker-Prager-Cap条件作为岩体和煤的屈服条件。根据实验室岩石性质试验结果及有关统计资料可初步确定计算参数。考虑到实验室所得的参数可能与现场实际并不一致，必须用实测数据加以校核。在本课题情况下，可用瓦斯压力分布情况判断塑性区范围。因为岩体进入塑性变形阶段后，裂隙明显增加。如果立井周围的塑性区与煤层相接

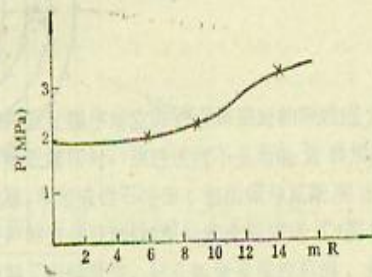


图3 瓦斯压力分布
Fig. 3 Distribution of gas pressure

触，塑性区中的裂隙便将煤层中的瓦斯与立井相沟通，为瓦斯排放创造了良好条件，瓦斯压力将因此而下降。所以瓦斯压力降低的区域就是岩体塑性区与煤层相接触的部位。当芦岭立井工作面距8号煤层12m时(以立井轴线与煤层顶板交点计算)，在井壁四周向煤层钻孔测定瓦斯压力(见图1中考察钻孔 P_3 、 P_8 、 P_7'' 、 P_{10} 及 P_{12} 等)及煤层顶底板相对位移。测得瓦斯压力 P 与立井中心距离 R 的关系如图3。根据该图判断煤层顶板处实际塑性区半径为10m左右。计算的塑性区半径与此值相符(图4b)，因此计算结果是可信的。

图4是立井接近8号煤层时应力计算的部分结果。各图均为通过立井轴线沿煤层倾向的剖面。坐标原点随立井工作面中心移动。虚线表示立井附近塑性区的边界，细线表示最大主应力的等比值线。线上数值为立井开挖前后最大主应力之比。

计算表明(图4)，立井在单一岩层中掘进时，由于其掘进方向平行于原岩最大主应力方向，掘进空间有明显的应力解除作用。使工作面下方4倍于立井半径的范围内形成了应力降低区，而塑性区深度却不及立井半径的1倍(图4a)。当立井逐渐接近煤层或屈服限较低

的岩层时，塑性区逐渐向下扩大直至接触煤层（图4b）。此后立井与煤层间距进一步缩短，应力降低区及塑性区却不随掘进工作面向下伸展，而只限于立井与煤层之间，直到图4c的位置，煤层内的应力尚未见降低。在图4b至图4c的过程中，工作面下方的应力梯度逐渐增加，当立井与煤层间距小于图4c的情况时，煤层内的应力突然降低（图4d）。由此可见，由于岩

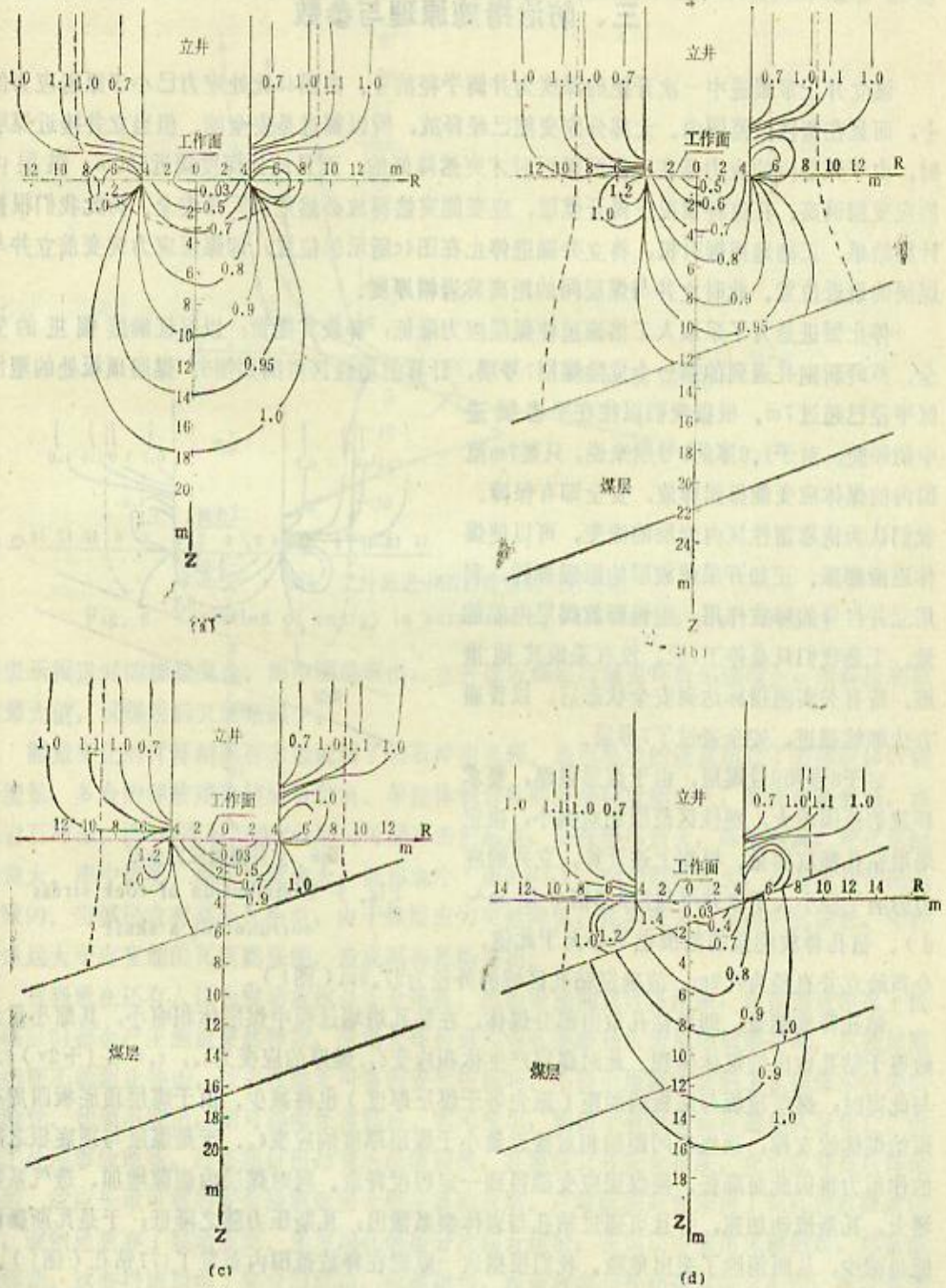


图4 立井围岩应力分布

Fig. 4 Distribution of rock stress surrounding a shaft

层性质的改变,应力的变化与立井工作面的推进是不同步的,煤层中的应力降低是在很短距离内(小于立井一次开挖距离)突然变化的,这种应力突然降低的过程就是岩石冲击的发动过程。

三、防治措施原理与参数

该立井正常掘进中一次开挖的深度为井筒半径的 $\frac{1}{2}$ 。由图4a此处应力已小于原岩应力的 $\frac{1}{2}$,而且在塑性区范围内,大部分应变能已经释放,所以掘进是安全的,但当立井接近煤层时,由于煤层内的应力是在工作面逼近时才突然降低的;而且此处深度接近500m,煤层内的应变能很高,在这种情况下揭开煤层,应变能突然释放必然危及人身安全,为此我们根据计算结果,正确地把握时机,将立井掘进停止在图4c所示的位置,即煤层应力突变前立井与煤层的最近位置,此时立井与煤层间的距离称岩帽厚度。

停止掘进是为了采取人工措施迫使煤层应力降低,释放其能量,以保证继续掘进的安全。芦岭新副井遇到的第一个危险煤层7号层,计算的塑性区范围如图5,煤层顶板处的塑性区半径已超过7m。根据我们以往在平巷掘进中的经验,对于1.6厚的7号层来说,只要7m范围内的煤体应变能得到释放,安全即有保障,我们认为依靠塑性区内岩层的流变,可以使煤体逐渐膨胀,正如开采解放层的原理那样,利用立井自身的释放作用,缓慢释放煤层内的能量,于是我们只是停工7天,没有采取其他措施,待有关实测指标达到安全状态后,以普通方法继续掘进,安全通过了7号层。

对于8号和9号煤层,由于煤层很厚,要求释放的范围较大,塑性区范围相对偏小,决定采用钻孔释放能量,根据上述计算,立井的应力影响半径不大于立井半径的3.5倍(图4a~d),钻孔释放能量的范围也不必大于此值。

今芦岭立井直径为7.9m,故确定钻孔区域的外径为27.9m(图1)。

钻孔释放能量,即用钻孔取出部分煤体,在钻孔坍塌过程中煤层体积缩小,其缩小量大致等于钻孔取出的煤体体积,此时煤层产生体积应变 ϵ_v ,煤厚的应变为 ϵ_s , $\epsilon_s = (1+2\nu)\epsilon_v$,与此同时,煤层顶板与底板的间距(原先等于煤层厚度)也将减少,由于煤层顶底板四周有原始煤体的支撑,顶底板间距的相对接近量小于煤层厚度的应变 ϵ_s ,于是煤层与顶底板之间的作用力将因此而降低,使煤层应变能得到一定程度释放,同时煤层内裂隙增加,透气系数增大,瓦斯流动加速,并且可通过钻孔与岩体裂隙泄出;瓦斯压力随之降低;于是瓦斯膨胀能也减少,从而消除了突出危险,我们根据这一原理在释放范围内布置了177钻孔(图1),取出该范围内2/1000的煤体,迫使煤体产生的体积应变也近此于 2×10^{-3} ,同时测得煤层顶底板相对接近量为 1×10^{-4} ,比煤层体积应变小一个数量级,说明已达到了释放目的,可以安全掘进,事实证明理论分析和参数确定都是正确的。

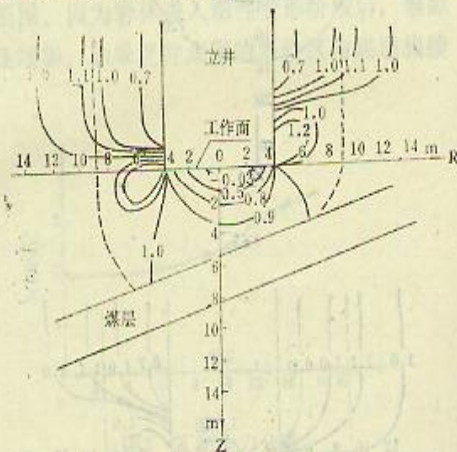


图5 立井围岩应力分布

Fig. 5 Distribution of rock stress surrounding a shaft

四、规律性研究

在施工成功的基础上，我们又改变煤层厚度、倾角进行了一系列应力分析，并计算了应变能相对变化（图6）。图中纵座标以煤层顶板为原点，表示立井工作面与煤层间距；横座

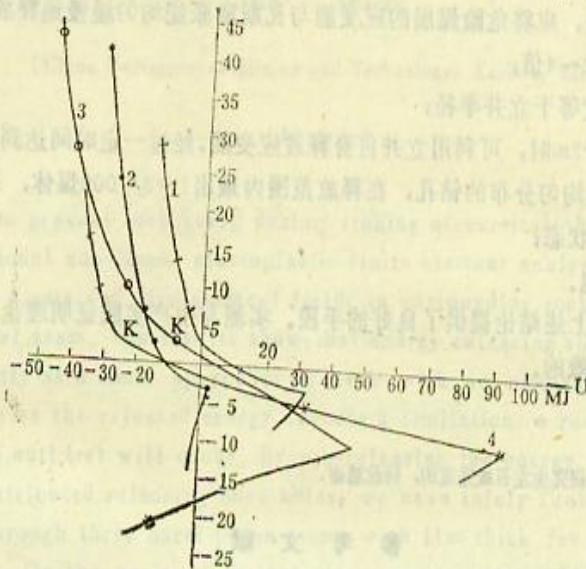


图6 立井掘进中围岩能量的相对变化

Fig. 6 Variation of energy in surrounding rock during shaft sinking

标表示掘进时的能量变化。图中明显看出，立井接近煤层时能量释放迅速增大，到煤层底板达最大值，过煤层后又逐渐减少。

能量变化的计算结果有力地说明了岩石冲击机理。即当释放的能量超过了岩体破碎所需的能量，多余的释放能将使岩石抛出。单位体积岩体的多余释放能愈大，抛掷速率愈高，形成岩石冲击。图6中曲线的拐点k即为可能冲击的起点，曲线斜率愈大，峰值愈高，冲击危险性愈大。图中表明，煤层厚度愈大；倾角愈小（图6中4），则危险性愈大，这与统计情况是一致的。当煤层含有高压瓦斯时，由于煤层应力突然降低，瓦斯失去约束而突然膨胀，将释放出远大于应变能的瓦斯膨胀能，造成煤与瓦斯突出。

直到现在还有人认为震动放炮是安全措施。然而根据能量计算结果，在常掘进情况下接近煤层时都会产生能量突然释放，采用大炸药量和深孔爆破是人为地增加震动能，只能加剧冲击而不能防止冲击。过去在缺乏可靠的安全措施时，不得不用震动放炮去试探煤层的突出危险性。如果不突出，则可继续正常掘进。如果突出，则由于有准备而可避免人身伤亡。但为了处理事故现场，却必须付出昂贵的经济损失，甚至使立井完全报废。花山立井报废即是一例。故应采取可靠的安全措施而完全废弃震动放炮。芦岭新副井在采用了钻孔释放能量以后，破例地放弃了震动放炮。采用浅孔爆破分次揭开煤层；在煤层中采用风镐掘起，尽量减少震动。这些措施取得了完全的成功。应该指出，震动放炮与松动爆破完全不同，前者是诱发、试探措施。后者是改变岩体性质，是预防措施。不应在废弃震动放炮的同时，否定松动爆破。

五、结 论

1. 立井接近煤层时, 煤层内的应变能并不降低, 一旦被揭露, 将突然释放大量应变能与瓦斯膨胀能, 造成煤与瓦斯突出;

2. 为了安全掘进, 应将危险煤层的应变能与瓦斯膨胀能均匀缓慢地释放, 释放范围半径为立井掘进半径的2~4倍;

3. 最小岩帽厚度等于立井半径;

4. 煤层厚度小于2m时, 可利用立井自身释放应变能, 经过一定时间达到安全状态; 煤层厚度大于2m, 最好用均匀分布的钻孔, 在释放范围内取出1~3/1000煤体, 并经过短期瓦斯排放, 即可达到安全状态;

5. 废弃震动放炮。

数值计算方法为上述结论提供了良好的手段。实测与生产实践证明理论是正确的, 参数是合适的, 措施是有效的。

致谢: 本文的计算工作是由研究生左召威完成的, 特此感谢。

参 考 文 献

- (1) 苏E. C. 罗孔恩采夫等. 在有突出危险地层中的立井掘进. 北京: 煤炭工业出版社, 1979.
- (2) 华安增. 地应力煤和瓦斯突出的关系, 中国矿业学院学报, 1979; (1), 21-34.
- (3) 华安增, 丁伯坤. 就西安竖井煤和瓦斯突出论岩石冲击, 矿山压力, 1988; (1), 15-18.
- (4) Hua Anzeng. Mechanism of Rockburst Occurring in the Vicinity of Soft Rock. *Mining Science & Technology*. China Coal Industry Publishing House, Trans Tech Publications, 1987. 385-390.

Techniques and Theoretical Analysis of Vertical Shaft Through Burst Prone Seams

Hua Anzeng

(China University of Mining and Technology, Xuzhou, 221008)

Abstract

In order to prevent rock burst during sinking of vertical shaft, we present a three dimensional non-linear elastoplastic finite element analysis in this paper, and analyses stress and displacement fields in surrounding rock of a vertical shaft near a coal seam. The results show that energy releasing speed of strata increases promptly as a shaft approaches it even with an unchangeable approaching rate. As soon as the released energy exceeds a limitation, a rock burst including coal and gas outburst will occur. By pre-releasing the energy in coal seam with uniformly distributed releasing bore holes, we have safely sunk the Luling vertical shaft through three burst prone seams with 11m thick for one of them at a depth of 500m. On the basis of calculation, we determine thickness of rock cap, number of drill hole and releasing scope and also discuss their correlation.