

文章编号: 0253-9993(2006)02-0145-05

综放开采中顶煤对支架合理支护强度影响的数值分析

王永秀

(煤炭科学研究总院 北京开采研究所, 北京 100013)

摘要: 应用数值模拟方法分析了顶煤强度和刚度以及厚度对综放工作面支架支护强度的影响, 由此得出, 顶煤强度和刚度以及厚度对支架支护合理强度均产生了较大的影响: 较软顶煤和坚硬顶煤要求支架支护强度较高, 而中硬顶煤要求支架支护强度较低; 顶煤厚度小于等于5 m时, 支架合理强度主要受顶煤强度和刚度的影响, 而顶煤厚度大于5 m时, 支架支护合理强度同时受顶煤强度和刚度以及厚度的影响。

关键词: 综放开采; 支架合理支护强度; 顶煤强度及刚度; 顶煤厚度; 数值分析

中图分类号: TD355.4 **文献标识码:** A

Numerical analysis of the effect of topcoal on reasonable supporting intensity of the powered support in fully-mechanized top coal minning

WANG Yong-xiu

(Beijing Research Institute of Coal Mining, China Coal Research Institute, Beijing 100013, China)

Abstract: The effect of the strength and rigidity as well as thickness of top coal was analyzed on the supporting intensity for top coal mining face. It is concluded that the effect is large. Soft or hard top coal requires higher supporting intensity, while medium hard top coal requires lower. The reasonable intensity is affected mainly by the strength and rigidity of top coal when the thickness of top coal is less than or equals 5 m. It is affected by not only the strength and rigidity but also the thickness when the thickness is more than 5 m.

Key words: fully mechanized top coal mining; supporting intensity of support; strength and rigidity of top coal; thickness of top coal; numerical analysis

综放开采工作面要求的支护强度要小于分层开采工作面, 这已被众多专家和学者认同。但导致这种结果的关键影响因素究竟有哪些, 一直还没有定论。而支架支护强度合理设计是目前一个重要的研究课题, 它涉及到矿井经济和安全两方面的问题, 因此对综放开采工作面合理支护强度影响因素进行较为深入地研究极为必要。目前, 一些专家和学者认为, 综放开采工作面本身采出煤层厚度大, 一般都在6 m以上, 相比于分层开采工作面, 顶板岩层形成的拱结构体处于较高位置, 顶板岩层对工作面的作用载荷分布在支架上方至煤壁前方较广的范围, 支架上方顶煤所承受的顶板岩层作用载荷减小, 由此推断出, 综放开采工作面要求的支护强度也减小^[1]。这一认识就本质讲, 只考虑了煤层一次采出厚度的影响, 而且就拱结构体

意义来讲,煤层一次采出厚度越大,支架需要支护的顶板岩层越厚,支架支护强度越大.因此一次采出的煤层厚度较大不是使得综放开采工作面支护强度较小的关键影响因素.而另外一些专家和学者通过研究和实践认识到,由于综放开采工作面和分层开采工作面上方分别是煤体和岩体,从物理上讲,它们的硬度具有较大差别,反映在力学性质上就是强度和刚度具有较大差别,它们作为上覆顶板作用载荷的传递介质,具有不同的传递能力,因而会对工作面支护强度产生不同的要求.煤体由于强度和刚度均较小,因而容易发生变形和破坏,在煤体破坏后,将会在上覆顶板岩层和支架共同作用下发生压缩变形.在此情况下,支架不需要为控制顶煤下沉位移而提供较高的支护强度,而只需要提供较小的满足维持顶煤稳定的支护强度即可.一些文献将顶煤的这种作用称为“垫层”作用^[2,3].可以说,顶煤“垫层”作用是使综放开采工作面支护强度要求较小的关键影响因素,生产实践中诸多现象也已给出了很好的说明.但对于顶煤的这种“垫层”作用,目前还只是浅显的认识,其对支架合理支护强度的影响规律还需要深入研究.本文应用数值模拟方法对此作较为详细的分析.就本质上讲,顶煤的“垫层”作用是顶煤强度及刚度和顶煤厚度两方面因素影响的集中体现.为此,本文在分析顶煤“垫层”作用对支架合理支护强度的影响规律时,分别从顶煤强度及刚度和顶煤厚度两个方面给以考虑.使用的数值模拟软件为 FLAC^{3D}.

1 顶煤强度及刚度的影响

普氏系数 f 是煤岩体硬度指标,同时也是煤岩体的强度及刚度指标,本文在分析顶煤强度及刚度影响规律时,即按 f 的不同建立了6种模拟方案, f 取值从小到大依次为0.8,1.4,2.0,2.6,3.2和3.8.通过分析不同方案模拟得到的顶煤下沉位移与支架支护强度关系曲线(下文简称L-P曲线),便可以获得顶煤强度及刚度对支架支护强度的影响规律.模型中顶煤厚度为4.0 m.

通过模拟计算,得到如图1所示的模拟结果,图1给出的是 $f=0.8, 3.2$ 时,顶煤下沉位移与支护时间关系曲线(下文简称L-T曲线).由图1(a)可知,当 $f=0.8$ 时,在无支护的条件下,顶煤下沉位移与支护时间基本呈简单线性关系,即L-T曲线近似为一条直线:顶煤下沉位移随支护时间的增大而增大,而且增大幅度保持恒定.但在给定支护的条件下,顶煤下沉位移与支护时间之间的变化关系较为复杂.总体上可以认为,支架上方顶煤下沉位移经历3个变化阶段.第1阶段是当计算时步小于30 TMSP(TMSP是在FLAC^{3D}模型中定义的时间单位)时;第2阶段是当计算时步大于30 TMSP而小于90 TMSP时;第3个阶段则是当计算时步大于90 TMSP时.在第1阶段,顶煤下沉速度较大,就顶煤受力状态而言,此时顶煤下沉主要是由于煤体开挖,导致顶煤原岩应力失衡,煤体内应力重新分布,产生较大变形.所以在此阶段发生的顶煤下沉位移本质上讲是顶煤的变形.在第2阶段,顶煤下沉位移变化很小,即顶煤下沉速度很小;顶煤在原岩应力失衡后又获得暂时的应力平衡,变形便也趋于稳定,反映到L-T曲线上的下沉位移不再增大.在第3阶段,顶煤下沉位移没有增大,反而变小,这主要是由于顶煤本身强度较小,在第1和第2阶段,顶煤大的变形最终导致了塑性破坏,使得顶煤的抗压强度、黏聚力、内摩擦角和剪切模量和体积模量等强度和刚度参数均减小;在顶煤发生破坏及强度降低的条件下,顶煤在上覆岩层载荷和下方支架支撑力共同作用下,发生压缩变形,反映到L-T曲线上即有顶煤下沉位移变小.

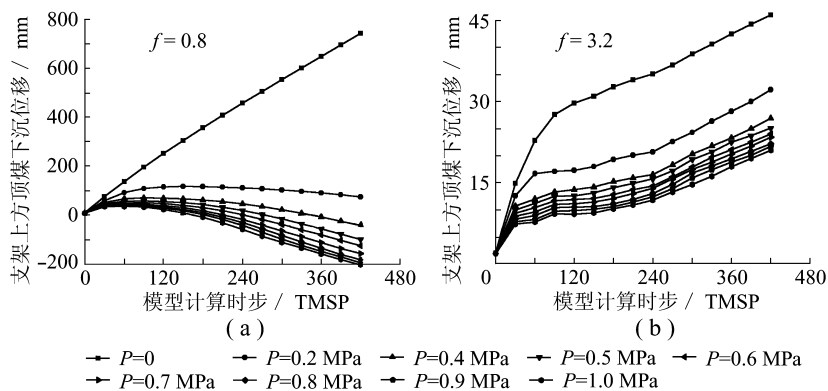


图1 不同支架支护强度(P)下的顶煤下沉位移曲线(L-T曲线)

Fig. 1 The settling curves of topcoal under different conditions of supporting intensity (L-T curves)

当 $f=0.8$ 和 $f=3.2$ 时, $L-T$ 曲线具有很大的差别. 由图1(b)可知, 当 $f=3.2$ 时, $L-T$ 曲线不存在压缩变形阶段. 虽然, 根据顶煤下沉位移幅度大小不同, 即顶煤下沉速度不同, $L-T$ 曲线也可以分为3阶段: 第1阶段是当计算时步小于30 TMSP(在无支护条件和支护强度较小时, 稍有延长)时; 第2阶段是当计算时步大于30 TMSP而小于240 TMSP时; 第3阶段是当计算时步大于240 TMSP时. 与 $f=0.8$ 时明显的不同, 在第3阶段, 顶煤下沉位移不是减小而是增大, 分析其中原因主要是由于顶煤强度和刚度较大, 顶煤在经历第1和第2阶段时并没有发生较大的塑性破坏, 其抗压强度和黏聚力等也没有降低, 所以顶煤难以发生压缩变形, 而由于上覆顶板岩层对顶煤的载荷作用要比支架大得多, 顶煤必然要在顶板岩层作用下产生较大的下沉位移.

通过上述分析可知, 顶煤的强度和刚度变化确实使顶煤 $L-T$ 曲线产生较大的差异, 而这种差异最终必然要影响综放工作面的支护要求. 根据第3阶段所反映的顶煤下沉位移与支架支护强度的关系, 可以得到不同硬度条件下的顶煤下沉位移与支架支护强度的关系曲线, 即 $L-P$ 曲线, 如图2所示.

根据煤层硬度分类可以得知, 当 $f=0.8$ 和 $f=1.4$ 时, 煤层属于极软煤层和软煤层, 本文将这两种情况合称为较软煤层; 当 $f=2.0$ 和 $f=2.6$ 时, 煤层属于中硬煤层; 当 $f=3.2$ 和 $f=3.8$ 时, 煤层属于坚硬煤层^[4]. 对应上述煤层分类, 顶煤分别称为较软顶煤、中硬顶煤和坚硬顶煤.

由图2(a)可知, 较软顶煤在无支护条件下的下沉位移很大, 而在给定支护条件下, 随着支护强度的逐渐增大, 顶煤下沉位移较大幅度的减小; 当支护强度增大到一定值之后, 顶煤下沉位移转为负值, 表明在此支护条件下顶煤产生了压缩变形, 并且随着支护强度的增大, 顶煤压缩变形量也逐渐增大. 由于顶煤上覆顶板岩

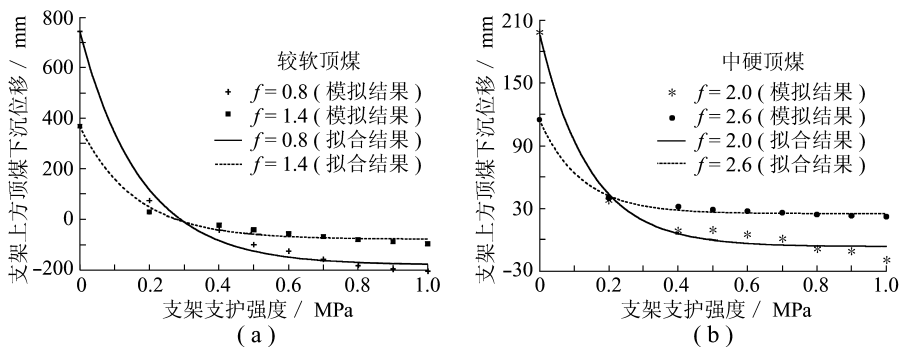


图2 不同顶煤硬度条件下的顶煤下沉位移曲线($L-P$ 曲线)

Fig. 2 The settling curves of topcoal under different conditions of topcoal thickness ($L-P$ curves)

层和支架施加的外载大小有限, 所以顶煤压缩变形量也有限, 随着支架支护强度的不断增大, 顶煤压缩变形量会逐渐稳定在某一个数值. 对于较软顶煤, 支架上方顶煤下沉位移(包括压缩变形)与支架支护强度存在近似的负指数函数关系, 即顶煤 $L-P$ 曲线近似为一条负指数函数曲线, 其通用表达式 $L = ae^{bP} + c$, 其中 L 为顶煤下沉位移, mm; P 为支架支护强度, MPa; a , b 和 c 为待定系数.

当 $f=0.8$ 时, a , b 和 c 分别为915, -5.55 和 -180 ; 当 $f=1.4$ 时, a , b 和 c 分别为443, -6.25 和 -78 . 对于较软顶煤, 在上覆顶板岩层和支架共同作用下, 顶煤最后将达到压缩变形稳定. 就确定支架合理支护强度而言, 应以顶煤达到压缩变形稳定时所需要的最小强度为依据. 由此可以估计出, 当 $f=0.8$ 和 $f=1.4$ 时, 支架的合理支护强度分别为 $0.7 \sim 0.8$ MPa和 $0.5 \sim 0.6$ MPa.

由图2(b)可知, 当 $f=2.0$ 时, 顶煤 $L-P$ 曲线与较软顶煤条件下的情况相似. 顶煤最后达到的也是压缩变形稳定, 只是由于顶煤硬度增大, 压缩变形量减小. 当 $f=2.6$ 时, 顶煤下沉位移中不再存在压缩变形, 所以在此条件下, 支架支护主要是控制顶煤的下沉位移, 支架合理支护强度的确定不再是以顶煤压缩变形稳定为依据, 而是以顶煤下沉位移稳定为依据. 虽然 $f=2.0$ 和 $f=2.6$ 时的支架控制目标不同, 但顶煤位移变形量处于相近的变化范围, 所以依然将二者归为一类. 通过上述分析可以得知, 中硬顶煤条件下的顶煤下沉位移与支架支护强度也存在负指数函数关系. 当 $f=2.0$ 时, a , b 和 c 分别为205, -7.14 和 -6.7 ; 当 $f=2.6$ 时, a , b 和 c 分别为90, -8.33 和25. 可以估计出, 支架的合理支护强度分别为 $0.5 \sim 0.6$ MPa和 $0.4 \sim 0.5$ MPa.

另外,通过分析坚硬顶煤的情况可知,当 $f=3.2$ 和 $f=3.8$ 时,顶煤只有下沉位移,不存在压缩变形,所以,在此情况下,支架支护作用是控制顶煤的下沉位移,将顶煤下沉位移量控制在一个合理范围内需要的最小支护强度便是合理支护强度.与较软顶煤和中硬顶煤情况类似,坚硬顶煤的 $L-P$ 曲线也近似为一条负指数函数曲线.当 $f=3.2$ 时, a 、 b 和 c 分别为25, -3.70 和20;当 $f=3.8$ 时, a 、 b 和 c 分别为15, -2.08 和18.合理支护强度均为 $0.7 \sim 0.8$ MPa.

2 顶煤厚度的影响

为分析顶煤厚度对支架合理支护强度的影响规律,本文按顶煤厚度的不同共建立了6种方案,对应的顶煤厚度分别为 $H=2, 3, 4, 5, 7, 9$ m.模型中 $f=2.0$.

相关模拟结果如图3、4所示.图3给出了 $H=3$ m和 $H=9$ m时的顶煤 $L-T$ 曲线.由图3(a)可知,当顶煤厚度 $H=3$ m时,在给定支护条件下,顶煤 $L-T$ 曲线也可以分为3个阶段,这与前面分析的普氏系数 $f=3.2$ 时的情况相似.在第3阶段,顶煤在上覆顶板岩层与支架共同作用之下,产生下沉位移,而没有产生压缩变形.

由图3(b)可知,当顶煤厚度 $H=9$ m时,在给定支护条件下,顶煤 $L-T$ 曲线与 $H=3$ m时的情况存在较大差别.在 $L-T$ 曲线第3阶段,当支架支护强度小于 0.8 MPa时,顶煤同样是产生下沉位移,而当支架支护强度大于 0.8 MPa时,顶煤产生的则是压缩变形.根据前面的分析,顶煤强度和刚度对顶煤是否会产生压缩变形具有主要影响关系,而根据对图3的分析,顶煤厚度对顶煤

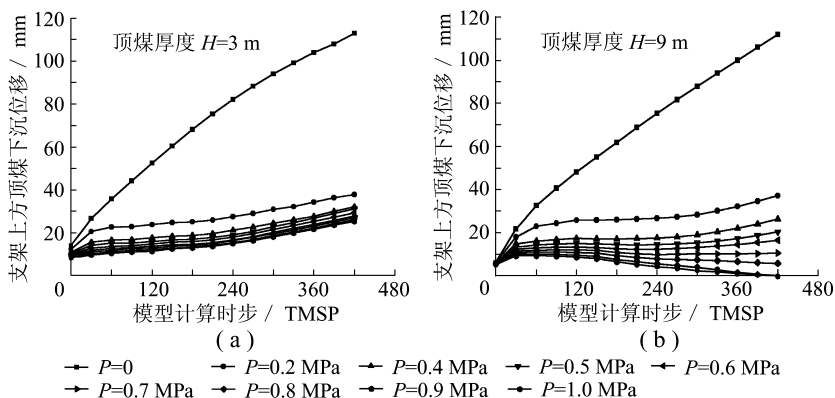


图3 不同支架支护强度条件下的顶煤下沉位移曲线($L-T$ 曲线)

Fig. 3 The settling curves of topcoal under different conditions of supporting intensity ($L-T$ curves)

是否会产生压缩变形似乎也具有一定的影响,但进一步分析可以判断出,因顶煤厚度导致的顶煤压缩变形实质上还是一种向上的刚体运动,由于顶煤厚度较大,在上覆顶板岩层和支架共同作用下,顶煤产生失稳破坏,中间煤体破坏导致两端煤体均向中间运动.由此可见,虽然顶煤厚度对顶煤 $L-T$ 曲线具有明显的影响,但与顶煤强度和刚度的影响是不同的.前者应属于失稳影响,厚度不同,顶煤失稳条件也不同;而后者属于变形破坏影响,强度和刚度不同,顶煤变形量与破坏程度也不同.

图4给出了不同顶煤厚度条件下的顶煤下沉位移与支架支护强度关系曲线,即 $L-P$ 关系曲线.通过分析图4,则可以掌握顶煤厚度对支架支护强度的影响规律.当 $H \leq 5$ m时,顶煤厚度对 $L-P$ 关系曲线的影响并不是很大,这也反映了顶煤厚度在此范围内变化对支架合理支护强度影响较小.

$H=2, 3, 4$ 和 5 m时,顶煤 $L-P$ 关系曲线均近似为一条负指数函数曲线.当 $H=2 \sim 5$ m时, a 、 b 和 c 分别为59, -9.09 , 27; 85, -10.2 , 28; 90, -8.33 , 25; 89, -5.88 , 20.支架合理支护强度均约为 $0.4 \sim 0.5$ MPa.

当 $H > 5$ m时,顶煤厚度对顶煤 $L-P$ 关系曲线影响较小,同样反映了在这一范围内顶煤厚度对支架合理支护强度的影响较小. $H=7$ 和 9 m时的 $L-P$ 关系曲线也近似为负指数函数曲线.当 $H=7, 9$ m时, a 、 b 和 c 分别为110, -4.03 , 4; 90, -4.54 , 4.相比于 $H \leq 5$ m时的情况,当 $H=7$ 和 9 m时,在支架支护强度大于 0.4 MPa之后,顶煤下沉位移已可控制在一个较小范围,但当强度大于 0.7 MPa时才能将其控制在一个稳定范围内.结合前面的分析,当 $H=9$ m时,如果支护强度大于 0.8 MPa,顶煤中间部分将

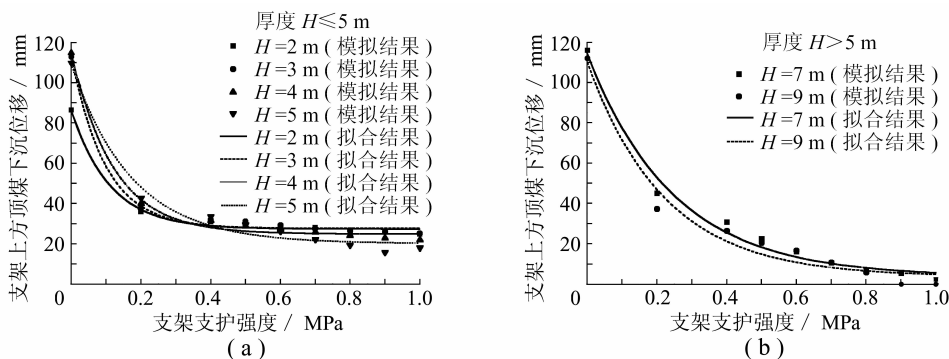


图4 不同厚度条件下的顶煤下沉位移曲线(L-P曲线)

Fig. 4 The settling curves of topcoal under different conditions of topcoal thickness (L-P curves)

产生失稳破坏,所以当 $H > 5$ m时,支架合理支护强度应该为0.7~0.8 MPa.

综上分析可以得知,当 $H \leq 5$ m时,顶煤厚度对支架合理支护强度的影响较小,在确定支架合理支护强度时应以顶煤强度及刚度影响为主.而当 $H > 5$ m时,此时顶煤厚度对支架合理支护强度的影响明显增大,并且可能比顶煤强度及刚度的影响还要大,因此在确定支架合理支护强度时,应同时考虑顶煤厚度和顶煤强度及刚度的影响.

3 结 论

(1) 顶煤强度和刚度对支架合理支护强度具有明显的影响.在较软顶煤条件下,支架支护的目标是维护顶煤完整稳定,顶煤越软,支护强度要求越高;在坚硬顶煤条件下,支架支护的目标是控制顶煤下沉,支架支护要求也较高,并且存在顶煤越硬支护强度要求越高的趋势;对于中硬顶煤,可以看作是较软顶煤和坚硬顶煤的过渡阶段,在此条件下,支架支护强度相对比前面两种情况均要小一些.

(2) 顶煤厚度对支架合理支护强度也具有明显的影响.影响结果按顶煤厚度分为厚度小于5 m和大于5 m两种情形.在厚度小于5 m范围内,厚度变化对合理支护强度影响不明显;在厚度大于5 m范围内,厚度变化对合理支护强度影响也不明显,相比于厚度小于5 m时,支护强度均要大,由于厚度大于5 m后顶煤容易产生失稳破坏,所以支护强度又不宜太大.因此,对于顶煤厚度大于5 m的情形,更要慎重的选择合理的支护强度.

(3) 无论是较软顶煤、中硬顶煤,还是坚硬顶煤,L-P曲线均近似为一条负指数函数曲线.无论顶煤厚度在哪个范围内,L-P曲线也近似为一条负指数函数曲线.因此可以判断,顶煤下沉位移与支架支护强度的负指数函数关系是工作面内围岩与支架系统的一种属性.

参考文献:

- [1] 于海勇,吴凤东,孟金锁,等.放顶煤工作面支架受力特征及分析[J].煤炭学报,1995,20(5):461~466.
- [2] 吴健,闫少宏.确定综放面支架工作阻力的基本概念[J].矿山压力与顶板管理,1995(3):69~72.
- [3] 闫少宏.放顶煤开采支架工作阻力的确定[J].煤炭学报,1997,22(1):13~17.
- [4] 综采技术编委会.综采技术手册(上)[M].北京:煤炭工业出版社,2001.