

DOI: 10.16285/j.rsm.2018.2102

采煤工作面层状结构底板采动稳定及破坏深度的圆弧滑动解

鲁海峰^{1,2}, 孟祥帅², 颜 伟³, 姚多喜²

(1. 安徽理工大学 煤矿安全高效开采省部共建教育部重点实验室, 安徽 淮南 232001; 2. 安徽理工大学 地球与环境学院, 安徽 淮南 232001;
3. 山东科技大学 矿山灾害预防控制省部共建国家重点实验室培育基地, 山东 青岛 266590)

摘 要: 目前采场底板破坏深度的理论计算是将底板简化为弹性或塑性体进行分析, 但没给出两种方法的应用条件, 同时也不能处理层状结构底板。为此, 将支承压力作用下的底板极限平衡破坏形式视为圆弧型滑动, 运用瑞典条分法搜出危险滑面并获取稳定系数和滑面最大深度。借鉴地基基础设计规范, 给出底板安全系数值。在此基础上, 以均质软、硬岩底板为例, 将计算结果与现有理论解以及弹塑性数值解进行对比。讨论了软硬岩组合以及岩层倾角等因素对底板稳定系数及滑面深度的影响规律。研究表明: 硬岩底板以局部塑性破坏为主, 稳定系数一般较高, 可近似采用弹性解; 软岩底板一般塑性区范围大, 甚至出现塑性滑动, 采用极限平衡法分析误差较小。软硬岩组合底板中, 当硬岩厚度达到一定值后, 可大幅增加底板稳定系数并控制底板塑性区范围。在工作面上部, 高倾角底板易发生浅层滑动破坏, 而下部则与之相反。实例应用表明, 圆弧滑动解考虑了层状底板强度参数的非均匀性以及可判断底板的破坏形式, 与实际更为吻合。

关 键 词: 底板破坏; 层状岩体; 采动稳定; 圆弧滑动

中图分类号: TD 325

文献标识码: A

文章编号: 1000-7598 (2020) 01-0166-09

Circular sliding solution of mining stability and failure depth of floor layered structure on coal face

LU Hai-feng^{1,2}, MENG Xiang-shuai², YAN Wei³, YAO Duo-xi²

(1. Key Laboratory of Safety and High-efficiency Coal Mining, Ministry of Education, Anhui University of Science and Technology, Huainan, Anhui 232001, China; 2. College of Earth and Environment, Anhui University of Science and Technology, Huainan, Anhui 232001, China; 3. State Key Laboratory of Mining Disaster Prevention and Control, Shandong University of Science and Technology, Qingdao, Shandong 266590, China)

Abstract: At present the theoretical calculation of the stope floor failure depth simplifies the floor as elastomer or plastomer for analysis. However, the application conditions for the two methods are not specified. Meanwhile, this calculation approach cannot reflect the layered structure of the stope floor. Therefore, the limit equilibrium failure mode of the floor under abutment pressure is regarded as a circular-arc sliding. The Swedish slice method is used to search for dangerous sliding surfaces and to obtain the stability coefficient as well as the maximum depth of the sliding surface. Based on the safety factor value given by the foundation design code, the homogeneous soft and hard rock floor is taken as an example for comparisons to be made between the calculation results with existing theoretical solutions and elastic-plastic numerical solutions. The article discusses the influence of several factors, such as slab combining soft and hard rocks and strata inclination on the base slab stability coefficient and sliding thickness. The research shows that the hard rock floor mainly experiences local plastic failure, and generally demonstrates high stability coefficient. Therefore, it can be solved with the elastic solution. The soft rock floor has large plastic zone, and can even involve plastic sliding phenomenon, it requires the use of limit equilibrium method to reduce errors. In slab combining soft and hard rock, when the thickness of the hard rock reaches a certain value, the base slab stability coefficient will be greatly increased and the plastic zone in the floor will be controlled. In the top region of the coal face, the floor with high dip angle can easily experience shallow sliding failure while the lower part undergoes opposite act. The application example shows that the circular sliding solution considers the non-uniformity of the strength parameters of layered floor and the floor's failure mode, which is more consistent with the actual situation.

收稿日期: 2018-11-14

修回日期: 2019-05-05

基金项目: 安徽省教育厅 2019 年高校自然科学研究重大项目(KJ2019ZD11); 国家自然科学基金项目 (No. 41977253); 安徽省高校优秀青年人才支撑计划项目 (No.gxyq2017004); 安徽理工大学煤矿安全高效开采省部共建教育部重点实验室开放基金 (No.JYBSYS2014106)。

This work was supported by the Anhui Provincial Department of Education 2019 Major Projects in Natural Science (KJ2019ZD11), the National Natural Science Foundation of China (41977253), the University Excellent Youth Talent Projects of Anhui Province (gxyq2017004), and the Open Fund of Key Laboratory of Safety and High-efficiency Coal Mining, Ministry of Education, Anhui University of Science and Technology (JYBSYS2014106).

第一作者简介: 鲁海峰, 男, 1983 年生, 博士, 副教授, 主要从事工程地质、岩土力学等领域的教学及科研工作。E-mail: hflu@aust.edu.cn

Keywords: floor failure; layered rock mass; mining stability; circular sliding

1 引言

承压水上采煤底板突水是我国煤炭开采中的重大地质灾害之一, 如何避免底板突水一直是我国煤矿安全开采中的一项技术难题^[1-3]。煤层开采时, 当支承压力达到或超过底板岩体强度极值时, 工作面底板一定范围内的岩体将产生破坏, 其最大破坏深度为 h_a 。若 h_a 与下伏承压含水层贯通, 则底板突水形成, 故准确计算出 h_a 是底板突水预测中的一个关键问题。实际工程中, 理论分析被普遍应用于 h_a 的求解中。目前理论计算方法主要有两种, 一是利用弹性理论先求出底板应力分布, 再结合相应的屈服准则算出 h_a ^[4-11]; 另一种方法是根据极限平衡理论, 将支承压力作用下底板破坏看作建筑物基础与地基关系, 假定支承压力达到底板强度极限值, 底板发生整体失稳, 近似给出破坏区的塑性滑移曲线, 从而确定出 h_a ^[12-14]。

上述计算方法并没有讨论其应用条件, 常常是每种方法都计算一遍, 最终取均值或最大值。这种处理方法较为粗糙, 缺乏必要的科学依据。众所周知, 底板破坏是个弹塑性混合问题, 很难给出理论解。当底板只是出现局部塑性区时, 忽略塑性区对底板应力的调整, 运用弹性理论分析计算误差相对较小; 而当塑性区范围变大, 甚至出现塑性整体滑动, 如仍将底板视为弹性体, 则计算误差势必增大, 此时采用塑性极限平衡法较为适宜。但底板何时出现整体滑动, 上述两种方法并没有给出具体的解决依据。同时, 两种方法均将底板简化为均质各向同性体, 而实际采场底板一般由力学性质差异明显的软硬岩组成的层状结构。鲁海峰^[15]、黄琪嵩^[16]等分别运用横观各向同性弹性理论以及弹性层状体系理论求出层状底板应力并结合 Mohr-Coulomb 屈服准则计算出底板破坏深度。但横观各向同性体与实际层状岩体的分层特征存在一定差异。另外, 弹性层状体系理论较为复杂, 同时也没能考虑弹性理论计算的适用条件。

针对上述问题, 为合理利用弹性和塑性理论求解底板破坏深度, 本文将底板极限破坏形式视为圆弧型滑面, 将边坡稳定分析中的条分法引入, 运用瑞典条分理论搜索出最危险滑面, 得出稳定系数及滑面最大深度, 并讨论软硬不同组合以及不同倾角底板的稳定系数和滑面深度的变化规律, 最后将研究成果应用于现场实践。

2 采场底板破坏求解常用理论公式

2.1 弹性力学法

该法一般将支承压力简化为线性分布, 视底板为半无限空间弹性体, 依据 Boussinesq 解, 采用积分方式求出底板应力, 结合相应屈服准则求得 h_a 。如张金才^[12]将工作面倾向剖面 (不考虑倾角的影响) 两侧支承压力等效为一定宽度的均布荷载 q , 其值为 $q=(n+1)\gamma'H/2$ (图 1)。图中 L_2 、 L_4 为等效支承压力区宽度, L_1 、 L_5 为原岩应力区宽度, L_3 为采空区宽度。 σ_1 、 σ_3 为底板下任一点 M 的大小主应力, α 为任意点 M 到等效均布荷载两端点的夹角。 L_2 、 L_4 值为采空区端部到支承压力峰值处距离的两倍^[12]。利用 Mohr-Coulomb 准则得出平面应变条件下 h_a 公式为

$$h_a = \frac{(n+1)\gamma'H}{2\pi\gamma} \left(\frac{2\sqrt{N}}{K-1} - \cos^{-1} \frac{K-1}{K+1} \right) - \frac{R_c}{\gamma(K-1)} \quad (1)$$

式中: n 为支承压力最大应力集中系数, 一般为 2~3; H 为煤层底板埋深 (m); $N = \frac{1+\sin\varphi}{1-\sin\varphi}$; φ 为底板岩体内摩擦角 ($^\circ$); γ 为底板岩体重度 (kN/m^3); γ' 为煤层上覆岩土体平均重度 (kN/m^3); $R_c = \frac{2c\cos\varphi}{1-\sin\varphi}$ 。

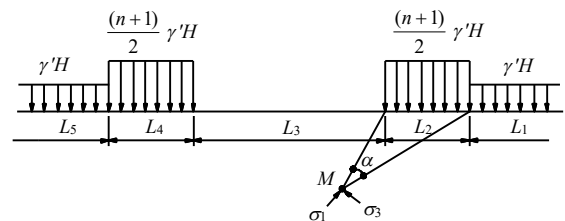


图 1 工作面倾向剖面支承压力分布模型
Fig.1 Distribution model of abutment pressure of face inclined section

根据求极值方法, h_a 的位置位于 $\alpha=90^\circ-\varphi$ 处。该法将底板视为均质弹性体, 只有当底板极限平衡区范围不大, 只是局部破坏的情况下, 运用该法误差相对较小。

2.2 塑性滑移线法

支承压力作用下底板破坏机制类似于建筑物基础与地基关系, 只是其破坏发生在采场一侧。张金才^[12]依据塑性滑移线场法, 给出了沿工作面走向方向底板在极限支承压力作用下的塑性区边界图

(图2)。底板塑性区由3个部分组成:主动极限区 $aa'b$ 及被动极限区 acd , 其滑移线各由两组直线组成; 过渡区 abc , 其滑移线一组由对数螺线组成, 另一组为自 a 为起点的放射线。图中 l_1 为 h_a 距工作面的水平距离, l_2 为 h_a 距滑移线左端距离。

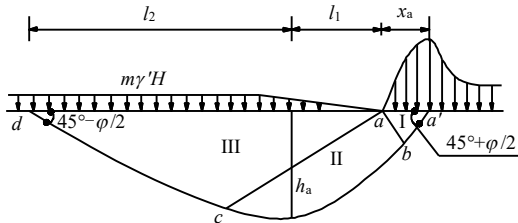


图2 底板塑性破坏区滑移线场解

Fig.2 Slip-line field solution in plastic failure zone of floor

根据图2中塑性区的几何尺寸可以确定出极限支承压力条件下 h_a 及滑移体的长度。其中 h_a 为

$$h_a = \frac{x_a \cos \varphi}{2 \cos \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2} \right)} e^{\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2} \right) \tan \varphi} \quad (2)$$

式中: x_a 为煤柱屈服区长度 (可取 $x_a = 0.015H^{[12]}$); h_a 距工作面的水平距离 l_1 为

$$l_1 = h_a \tan \varphi \quad (3)$$

塑性滑移线法是假定支承压力使得底板整体滑动时计算出的最大破坏深度。底板整体失稳时, 其内部会形成一个连续的滑移面, 致使采空区底板隆起, 此时底板遭受的采动破坏最为严重。但注意到该法没有考虑到岩体黏聚力的影响, 与事实有一定的差距, 同时塑性滑移线场法解题方法复杂, 一般该法只限于均质岩体。

3 层状底板圆弧滑动法破坏深度的求解

3.1 模型建立

由前所述可知, 目前 h_a 的两种理论计算方法皆有严格的应用前提, 对于非均质底板上述方法也难以适用, 同时也很难考虑到底板岩层的倾角效应。由前所述, 支承压力作用下底板破坏机制类似于建筑物的基础与地基关系, 故也可以用圆弧滑动面法对其整体稳定性进行研究^[17], 该法也是极限平衡法的一种。将底板整体失稳滑移面视为圆弧面, 将边坡稳定分析中的条分引入, 可计算出支承压力作用下底板稳定系数, 以此评价底板是否出现塑性滑动,

进而为采用何种理论计算 h_a 提供科学依据。另外, 该法也能适应非均质地基, 同时也能考虑底板岩层非水平情形。

为简化计算, 参考文献[12], 根据前述采场推进方向上支承压力分布规律, 将煤层走向剖面的支承压力分布等效为均布荷载 (不考虑采空区冒落岩石的重量), 该模型中将支承压力等效为一定宽度的均布荷载 q , 建立如图3所示的煤层走向方向的力学分析模型, 其中底板由 j 层岩体组成, 模型中坐标原点设置在等效均布荷载的左边缘。

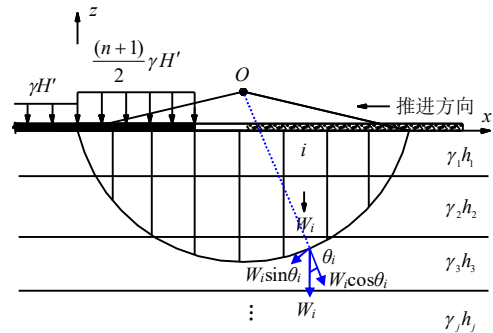


图3 条分法确定底板稳定系数和滑面位置

Fig.3 Determination of stability coefficient and position of sliding surface by slices method

3.2 危险滑面的确定及 h_a 的求取

支承压力使得底板岩体塑性变形, 垂直方向上压缩, 水平方向上膨胀。由于只有采空区一侧存在着临空面, 故底板破坏区域必然向采空区内膨胀, 形成一个连续的破裂面。该破裂面必然沿着安全系数最小的面滑动, 利用瑞典条分法可搜索出该面并得到底板最大破坏深度。假设隔水底板有 m 层岩层, 第 i 根岩条滑面处的抗剪强度指标分别为 c_j 、 φ_j , 根据瑞典条分法, 支承压力作用下的底板稳定系数为

$$F_s = \frac{\sum (c_i l_i + W_i \cos \theta_i \tan \varphi_i)}{\sum W_i \sin \theta_i} \quad (4)$$

式中: θ_i 为岩条 i 底面中点法线与竖直线交角; l_i 为岩条 i 底面弧长; W_i 为岩条 i 的竖向总荷载, 包括该岩条穿过的岩层数以及该岩条承受的支承压力:

$$W_i = b(\gamma_1 h_{1i} + \gamma_2 h_{2i} + L + q_i) \quad (5)$$

式中: b 为岩条宽度, h_{1i} 为土条 i 中第1层岩体的厚度; q_i 为岩条 i 所受的上部竖向支承压力, 若岩条在支承压力作用外, 则 $q_i = 0$ 。如图3所示, 滑动圆弧总是通过支承压力作用范围右边角的, 选取若干圆心, 根据式(4)计算安全系数, 找出最小值所

对应的圆弧即为底板真正的破裂面，进而可很容易得出底板最大破坏深度 h_a 值。

以上分析的是沿煤层走向方向的底板滑裂面求解模型，当沿煤层倾斜方向时，要考虑到底板岩层倾角的影响。

3.3 算例分析

3.3.1 均质底板

为分析本文方法的有效性，分别以均质软岩和均质硬岩结构底板为例，讨论前述各种方法计算的底板最大破坏深度，并与 FLAC^{3D} 数值解进行对比，数值解中选用 Mohr-Coulomb 弹塑性本构模型，软、硬岩物理力学参数如表 1 所示。

其他相关参数分别为：煤层埋深 $H=600$ m，上覆岩（土）层平均重度 $\gamma'=23$ kN/m³，最大应力集中系数 $n=3.0$ ，则等效均布荷载 $q=27.6$ MPa，取作用

表 1 软、硬岩物理力学参数

Table 1 Physical and mechanical parameters of soft and hard rock

岩性	重度 γ /(kN · m ⁻³)	弹性模量 E /GPa	泊松比 μ	黏聚力 c /MPa	内摩擦角 φ /(°)
软岩	25	6	0.35	1.2	30
硬岩	27	15	0.25	2.8	34

宽度为 12 m。运用 Matlab 编制搜索程序，程序中圆心步长设置为 1 m。底板塑性滑动安全系数的选取依据《建筑地基基础设计规范》(GB50007—2002)^[18] 中的规定，利用圆弧滑动法计算地基稳定性时，安全系数不小于 1.2。各方法计算结果如表 2 所示。图 4 为以硬岩结构底板为例给出的不同圆心位置计算出的稳定系数值空间分布图，程序可自动得出危险圆心位置坐标为 $x=21$ m， $z=4$ m，如图 5 所示。

表 2 均质底板采动破坏深度计算结果

Table 2 Calculation results of mining-induced failure depth of homogeneous floor

底板 结构	弹性理论		塑性滑移线理论		圆弧滑动法				弹塑性数值法	
	h_a /m	h_a 位置	h_a /m	滑体长度 /m	F_s	h_a /m	滑体长度 /m	h_a 位置	h_a /m	h_a 位置
均质 硬岩	10.63	支承压力作用范围底板下，距煤壁 5.6 m	16.49	68.95	1.41	17.38	38	采空区底板下，距煤壁 9 m	9.00	支承压力作用范围底板下，距煤壁 0 m
均质 软岩	157.53	—	14.27	55.84	0.87	22.17	48	采空区底板下，距煤壁 12 m	27.00	支承压力作用范围底板下，距煤壁 6 m

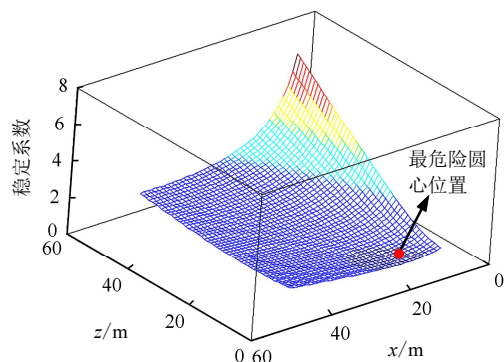


图 4 均质硬岩底板不同圆心位置计算出的稳定系数

Fig.4 Stability coefficients calculated from different center positions of homogeneous hard rock floor

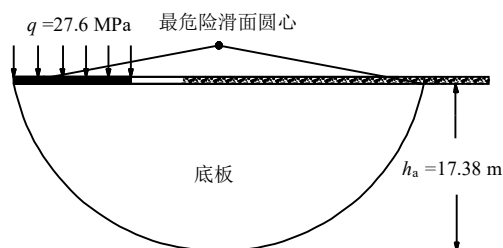


图 5 搜索出的最危险滑面位置

Fig.5 Search for the most dangerous slip surface

从图 5 中可得出硬岩底板滑面的最大深度为 17.38 m，滑体长为 42 m。运用 FLAC^{3D} 强度折减法计算出支承压力作用下的硬岩底板最危险滑面如图 6 所示，其形状、滑体的范围与深度与本次的圆弧滑动解接近，与塑性滑移线理论的对数螺旋线相差较大。已有研究表明，地基塑性破坏时的滑动范围远小于按对数螺旋线计算出的范围，而更接近于圆弧滑动面^[19]。

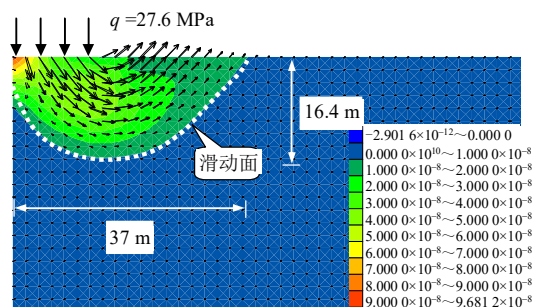


图 6 均质硬岩底板极限平衡时剪切应变率和速度矢量

Fig.6 Shear strain rate and velocity vector of homogeneous hard rock floor under ultimate equilibrium

从表2可看出,均质硬岩结构底板,整体稳定系数为1.41,大于临界值1.20,表明硬岩结构底板一般不会出现塑性滑动破坏。当底板岩体强度较低时,利用本文方法计算得出其出现塑性滑动的安全系数为0.87,小于1.20,软岩结构底板发生塑性滑动失稳的可能性大,滑面最大深度为22.17 m。

另外,还可看出,弹性理论解是建立在弹性半空间理论的基础上,没有考虑到塑性区对底板应力的调整,一般计算值偏大。对于软岩结构底板,底板的破坏形式主要是塑性滑动破坏,此时底板的强度已经完全发挥,极限平衡区已经连成一片,如采用弹性理论解得出 $h_a=205.41$ m,与弹塑性数值解的27 m相差大。圆弧滑动解与数值解相差较小(相差4.83 m),相较塑性滑移线解精度较高,同时滑移线解得出的滑体的长度较大,与实际差别较大^[19]。

当底板强度较大时,支承压力的作用下的底板岩体只是局部出现塑性区,不会发生整体塑性滑动破坏,弹性理论计算 h_a 值为10.63 m,与数值计算值9.00 m相差1.63 m,较为接近。而塑性滑移线解以及圆弧滑动解与数值解差别较大,说明硬岩底板的破坏形式以局部塑性破坏为主,一般不会出现整体塑性滑动,如此时还按塑性极限平衡理论计算 h_a ,则误差相应较大。

3.3.2 层状结构底板

为分析层状结构底板软、硬岩不同组合对底板稳定安全系数以及破坏深度的影响,固定隔水底板总厚度为50 m,改变软硬岩分层厚度及组合方式,分别计算出底板稳定系数和滑面的最大深度,结果如图7和图8所示。

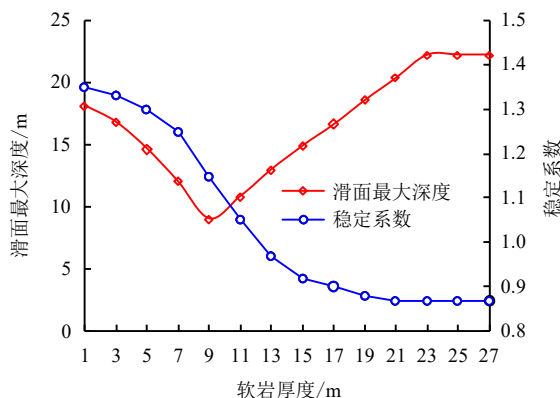


图7 软上硬下结构底板稳定系数与滑面最大深度随软岩厚度的变化关系

Fig.7 Relationships between stability coefficient and the maximum slip depth of upper-soft-lower-hard structure floor with different soft rock thicknesses

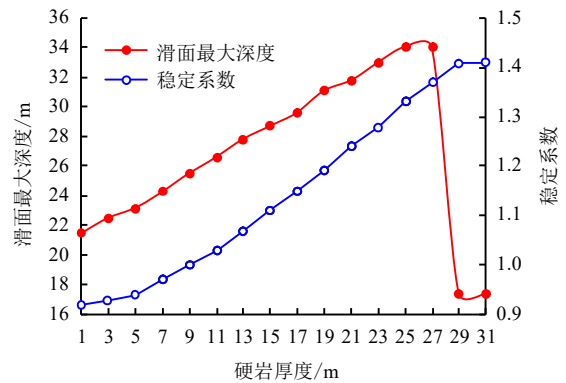


图8 软下硬上结构底板稳定系数与滑面最大深度随硬岩厚度的变化关系

Fig.8 Relationships between stability coefficient and the maximum slip depth of upper-hard-lower-soft structure floor with different hard rock thicknesses

从图7可看出,对于软上硬下结构底板,随着软岩厚度的加大,底板稳定系数大致呈单调递减,而滑面最大深度先降后升至一固定值为止。在本例中,当软岩厚度达到23 m后,滑动面最大深度达到最大值22.17 m,此后不随软岩厚度的增大而变化,滑动体稳定在软岩层范围内;而软岩厚度小于23 m时,底板塑性滑动面皆横切软岩进入到硬岩层中。另外,对照规范可认为,在本例中,当软岩厚度大于9 m,稳定系数已小于1.2,可认为底板出现塑性滑动破坏的可能性较高。

从图8可看出,对于硬上软下结构底板,随着硬岩厚度的加大,底板稳定系数大致呈单调递增,而滑面最大深度先增后陡降至一较小的常量值。在本例中,当硬岩厚度达到29 m后,底板塑性滑动面最大深度为17.38 m,且不随硬岩厚度的增大而变化,滑面稳定在硬岩层同一范围内;而硬岩厚度小于29 m时,底板塑性滑动面皆横切硬岩进入到软岩层中,表现出滑面最大深度较大,最大达到34.00 m。但随着硬岩厚度的增大,底板整体强度升高,故整体稳定系数逐级增大。对照规范可认为,在本例中,当硬岩厚度大于19 m,稳定系数已高于1.2,可认为底板出现塑性滑动的可能性不大。

以上分析结果表明,在软硬层状结构底板中,硬岩层具有较强的承载能力和抗破坏性能,可有效提高底板整体滑动的稳定性,硬岩厚度达到一定值后,硬岩对底板破坏深度起到约束效应,底板一般不会发生整体滑动失稳;相反,软岩较厚的底板结构,一般较易发生塑性滑动破坏。

3.3.3 倾斜底板

为研究岩层倾角 β 对底板稳定系数以及滑面

深度的影响,以均质软岩结构底板为例,选取工作面斜长 $L=150\text{ m}$,固定工作面上部埋深 H 不变,岩层倾角 β 从 0° 到 30° 变化,则工作面下端埋深 $H'=H(1+\sin\beta)$ 。假设工作面上下端最大应力集中系数 n 相同,则随着倾角的加大,下端的等效荷载 $q'=(n+1)H'/2$ 也会相应增大。岩体物理力学参数同前。工作面上部和下部的计算结果如图9所示。

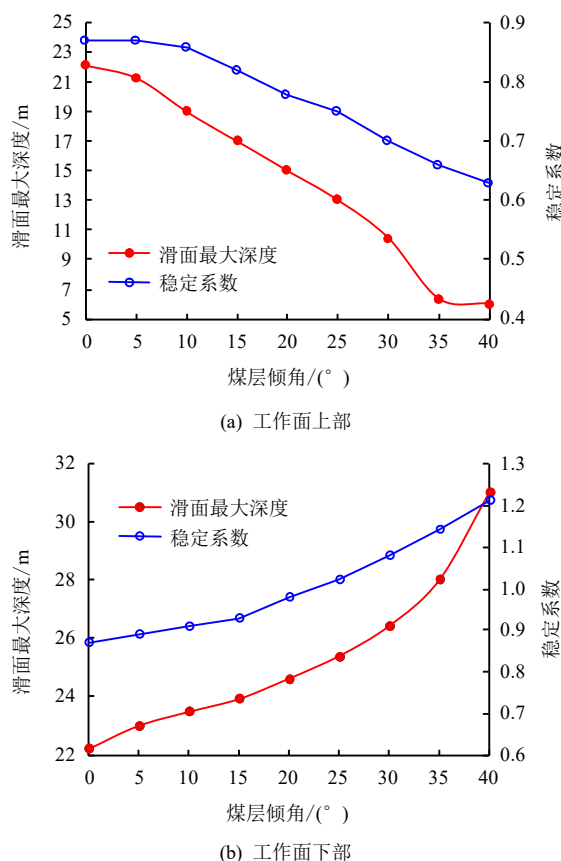


图9 底板稳定系数与滑面最大深度、煤层倾角的变化关系
Fig.9 Relationships between stability coefficient and the maximum depth of slip surface with different seam dip angles

从图9(a)可看出,工作面上部,随着倾角的加大,滑面最大深度逐级减小,从水平 0° 的22.17 m减小到 40° 时的6.10 m;底板整体滑动稳定系数随倾角的加大也呈逐级减小的趋势,从 0° 的0.87降低到 40° 的0.63,表明高倾角底板在工作面上部岩层容易发生浅层滑动破坏。

从图9(b)可看出,在工作面下部,随倾角的加大,滑面最大深度显著增加,从 0° 的22.17 m增加到 40° 时的31.50 m,而稳定系数也呈逐级增大趋势,从 0° 的0.87加大到 40° 时的1.21。表明高倾角底板岩层在下部发生整体滑动破坏的可能性下降。这是因为,工作面下端岩层向临空面(采空区)是向上

的滑动,随着倾角的加大,向上的阻力增大,虽然此时支撑压力也在增大,但依然呈现出稳定系数逐级加大现象。

4 实例应用与对比分析

以淮北矿业某工作面开采为例进行成果应用。该工作面位于二采区西翼,开采10煤层,煤层倾角为 5° 。工作面走向长为950 m,倾向长为120 m,工作面最大埋深为580 m。工作面下距灰岩承压含水层平均为48 m,含水层富水性中等,隔水层岩性主要为泥岩、砂岩与粉砂岩(图10)。

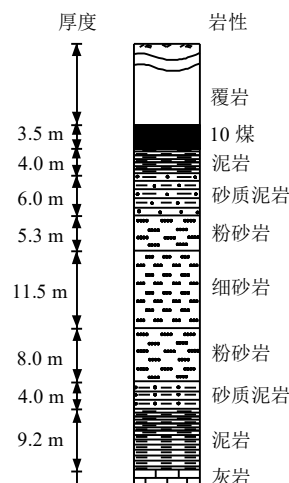


图10 隔水底板柱状图
Fig.10 Column section of water-resisting floor

根据相邻矿井工作面矿压观测可知, $n=2.5$ 时,位于工作面前方6 m处,即计算中 $L=12\text{ m}$ 。根据底板岩石物理力学试验,并考虑岩体的尺寸效应,对室内获取的岩块强度参数按1/4折减^[13],最终得到计算参数如表3所示。

表3 底板岩体物理力学参数
Table 3 Physical and mechanical parameters of floor

岩性	重度 /($\text{kN} \cdot \text{m}^{-3}$)	黏聚力 /MPa	内摩擦角 /($^\circ$)
泥岩	25.00	0.9	28
粉砂岩	26.10	1.5	30
细砂岩	27.00	3.0	34
砂质泥岩	25.60	1.1	31

将上述参数代入到式(1)中,上覆岩土层平均重度 γ' 取为 21 kN/m^3 ,走向模型剖面位置选取工作面斜长一半处分析。运用Matlab试算搜索出支撑压力下底板的最危险破裂面位置,如图11所示。具体计算结果如表4所示。

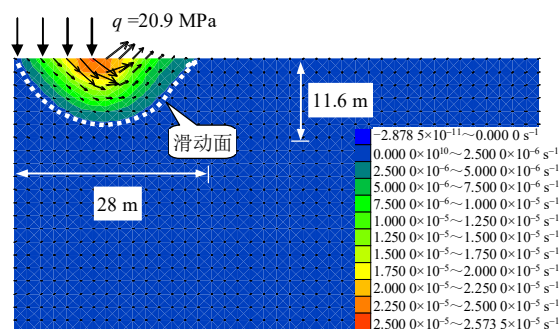


图 11 走向剖面极限平衡时剪切应变率和速度矢量

Fig.11 Shear strain rate and velocity vector of strike section under ultimate equilibrium

表 4 圆弧滑动法计算结果

Table 4 Calculation results of circular sliding method

剖面	q/MPa	F_s	h_a/m	滑体长度 /m	h_a 位置
走向	20.94	1.05	14.65	32	采空区底板下, 距煤壁 4.0 m
倾向 (上部)	20.58	1.04	11.12	31	采空区底板下, 距煤壁 3.5 m
倾向 (下部)	21.31	1.13	15.31	32	采空区底板下, 距煤壁 4.0 m

从表 4 可看出, 各剖面的底板稳定系数均小于 1.20, 有滑动破坏的可能, 这与实际观测到的底板隆起吻合。滑面最大深度为 11.12~15.31 m, 底界位于细砂岩顶板, 没能波及到底板隔水关键岩层。同时运用数值模拟的方法建立层状结构底板在支承压力作用下的求解模型, 得出底板安全系数为 1.19, 滑面最大深度为 11.60 m, 位于采空区底板下、距煤壁 2.0 m 处, h_a 值及其位置与数值解较为接近。由于圆弧滑动解运用的是瑞典条分法, 没有考虑岩条之间的侧向力, 相较数值解得安全系数值偏小。

该面在回采过程中, 采用网络并行电法技术。一般岩层电阻率值越大, 电极供电电流越小。受采动应力影响, 各电极点所在位置受到压实、拉伸及变形破坏, 导致各电极点电流强度不断变化, 从而可反映岩层裂隙变化情况。监测得到底板最大破坏深度为 15.1 m, 位于工作面后方约 3 m, 最大值及其位置与本次计算结果吻合较好。而运用常规弹性以及塑性滑移线法计算时, 针对本例中层状结构底板, 一般利用下式的加权平均方法处理非均质底板的物理力学参数 $\bar{R}$:

$$\bar{R} = \frac{\sum_{i=1}^n h_i R_i}{\sum_{i=1}^n h_i} \quad (6)$$

式中: h_i 为底板第 i 分层厚度; R_i 为第 i 层的力学参数。

运用弹性理论计算得出 h_a 为 63 m, 明显不符实际。前面的圆弧滑动解以及数值解表明, 本例中底板塑性滑动的可能性大, 说明本例不应使用弹性理论解答。运用塑性滑移线场理论求出的 $h_a=13.9$ m, 位于采空区底板下, 距煤壁为 8.2 m, 滑体长度达到了 54.93 m。塑性滑移线法虽然与圆弧滑动解较为接近, 但该法计算得出的最大值的位置与圆弧滑动解以及数值模拟的差别较大, 且与现场物探探测的结果也差别较大。该法也只能处理均质底板, 采用的加权平均方法处理层状结构底板无法准确地评价软硬组合层状岩体对底板破坏深度的影响。如本例中, 由于底板下 15.3 m 处存在着厚度达 11.5 m 的细砂岩层, 该层强度高, 是整个底板抗破坏能力最强的关键岩层, 而采用等代法将不能够体现该关键岩层的抗破坏能力, 如采用弹性理论的解答达到最大破坏深度为 63 m 的不合理结果。

从以上分析可以看出, 本文提出的圆弧滑动解考虑了不同岩层的强度参数对底板破坏的影响, 这与均质底板破坏有着直接的区别, 同时可计算出底板塑性滑动稳定系数, 判断底板的破坏形式, 为合理运用弹性或塑性理论计算提供可靠依据。

5 结 论

本文将底板极限平衡破坏形式视为圆弧型滑动, 运用瑞典条分法搜索出最危险滑面并得出稳定系数, 相应可得滑面最大深度。以均质软、硬岩底板为例, 将本文计算结果与现有的理论解以及弹塑性数值解进行对比分析。讨论了软硬岩组合以及岩层倾角等因素对底板稳定系数及滑面最大深度影像规律, 最后将成果应用于现场。研究结论如下:

(1) FLAC^{3D} 强度折减法表明, 支承压力作用下的底板极限平衡破坏形式、滑体的范围与圆弧滑动接近, 与塑性滑移线理论的对数螺旋线相差较大, 这与地基塑性破坏接近圆弧形形状的研究成果取得一致, 表明本文提出的底板稳定圆弧滑动解的合理性。依据《建筑地基基础设计规范》(GB50007—2002) [18], 确定底板塑性滑动的安全系数为 1.2, 为合理判定支承压力作用下底板的塑性失稳提供了依据。

(2) 硬岩底板的破坏形式以局部塑性破坏为主, 其稳定系数较高, 一般不会出现整体塑性滑动, 可近似采用现有的弹性理论求解均质底板破坏深度。软岩底板一般塑性区范围大, 稳定系数较低, 采用

圆弧滑动法较现有的塑性极限平衡法求解底板破坏深度误差相对较小。

(3) 软硬层状结构底板中,硬岩层具有较强的承载能力,硬岩厚度达到一定值后,可大幅增加底板稳定系数并控制底板的破坏形式。反之,软岩较厚的层状底板结构,其稳定性较低,一般较易发生塑性滑动破坏。

(4) 随岩层倾角的加大,工作面上部底板稳定系数逐渐减小,且滑面深度逐渐变浅,表明高倾角底板上部易发生浅层滑动破坏。工作面下部,随着倾角的加大,向上阻力增大,稳定系数逐级加大,发生整体滑动破坏的可能性降低。

(5) 算例及实例应用表明,圆弧滑动解可判断底板的破坏形式,为正确使用现有的弹性理论以及塑性理论求解底板最大破坏深度提供依据,避免解答出现不合理情形;同时圆弧滑动解考虑了层状结构底板强度参数的非均一性,能够充分体现出软硬相间结构底板抗破坏的能力。

参考文献

- [1] WU Q, GUO X M, SHEN J J, et al. Risk assessment of water inrush from aquifers underlying the Gushuyuan coal mine, China[J]. *Mine Water and the Environment*, 2017, 36: 96-103.
- [2] 武强, 崔芳鹏, 赵苏启, 等. 矿井水害类型划分及主要特征分析[J]. 煤炭学报, 2013, 38(4): 561-565.
WU Qiang, CUI Fang-peng, ZHAO Su-qi, et al. Type classification and main characteristics of mine water disasters[J]. *Journal of China Coal Society*, 2013, 38(4): 561-565.
- [3] 马凯, 尹立明, 陈军涛, 等. 深部开采底板隔水关键层受局部高压水作用破坏理论分析[J]. 岩土力学, 2018, 39(9): 3213-3222.
MA Kai, YIN Li-ming, CHEN Jun-tao, et al. Theoretical analysis on failure of water-resisting key strata in the floor by local high confined water in deep mining[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2018, 39(9): 3213-3222.
- [4] 张文泉. 矿井(底板)突水灾害的动态机理及综合判测和预报软件开发研究[D]. 青岛: 山东科技大学, 2004: 24-36.
ZHANG Wen-quan. Study on the mechanism of water-bursting disaster from the floor of mine and it's integrated judgement and measure and the software exploitation of forecast system[D]. Qingdao: Shandong University of Science and Technology, 2004: 24-36.
- [5] 朱术云, 姜振泉, 姚普, 等. 采场底板岩层应力的解析法计算及应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2007, 24(2): 191-194.
ZHU Shu-yun, JIANG Zhen-quan, YAO Pu, et al. Application of analytic method in calculating floor stress of a working face[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2007, 24(2): 192-195.
- [6] 孟祥瑞, 徐铖辉, 高召宁, 等. 采场底板应力分布及破坏机理[J]. 煤炭学报, 2010, 35(11): 1832-1836.
MENG Xiang-rui, XU Cheng-hui, GAO Zhao-ning, et al. Stress distribution and damage mechanism of mining floor[J]. *Journal of China Coal Society*, 2010, 35(11): 1832-1836.
- [7] 张华磊, 王连国. 采动底板附加应力计算及其应用研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2011, 28(2): 288-293.
ZHANG Hua-lei, WANG Lian-guo. Computation of mining induced floor additional stress and its application[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2011, 28(2): 288-293.
- [8] 王连国, 韩猛, 王占盛. 采场底板应力分布与破坏规律研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(3): 317-322.
WANG Lian-guo, HAN Meng, WANG Zhan-sheng, et al. Stress distribution and damage law of mining floor[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2013, 30(3): 317-322.
- [9] 孙建. 沿煤层倾斜方向底板“三区”破坏特征分析[J]. 采矿与安全工程学报, 2014, 31(1): 115-120.
SUN Jian. Failure characteristics of floor 'three-zone' along the inclined direction of coal seam[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2014, 31(1): 115-121.
- [10] 刘伟韬, 穆殿瑞, 杨利, 等. 倾斜煤层底板破坏深度计算方法及主控因素敏感性分析[J]. 煤炭学报, 2017, 42(4): 849-859.
LIU Wei-tao, MU Dian-rui, YANG Li, et al. Calculation method and main factor sensitivity analysis of inclined coal floor damage depth[J]. *Journal of China Coal Society*, 2017, 42(4): 849-859.
- [11] 宋文成, 梁正召, 赵春波. 承压水上开采沿工作面倾向底板力学破坏特征[J]. 岩石力学与工程学报, 2018, 37(9): 2131-2143.
SONG Wen-cheng, LIANG Zheng-zhao, ZHAO Chun-bo. Mechanical failure characteristics of mining floor along working face inclination above confined water[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*,

- 2018, 37(9): 2131-2143.
- [12] 张金才. 岩体渗流与煤层底板突水[M]. 北京: 地质出版社, 1997.
- ZHANG Jin-cai. Rock mass seepage and water inrush from seam floor[M]. Beijing: Geological Press, 1997.
- [13] 彭苏萍, 王金安. 承压水体上安全采煤[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2001.
- PENG Su-ping, WANG Jin-an. Safe mining on confined aquifer[M]. Beijing: Coal Industry Press, 2001.
- [14] ZHANG Jin-cai. Investigations of water inrushes from aquifers under coal seams[J]. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, 2005, 42: 350-360.
- [15] 鲁海峰, 姚多喜. 采动底板层状岩体应力分布规律及破坏深度研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2014, 33(10): 2030-2039.
- LU Hai-feng, YAO Duo-xi. Stress distribution and failure depths of layered jointed rock mass of mining floor[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2014, 33(10): 2030-2039.
- [16] 黄琪嵩, 程久龙. 软硬互层岩体采场底板的应力分布及破坏特征研究[J]. 岩土力学, 2017, 38(增刊 1): 36-42.
- HUANG Qi-song, CHENG Jiu-long. Research on stress distribution and failure characteristics of coal mining floor in soft-hard alternant strata[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2017, 38(Suppl.1): 36-42.
- [17] 郑大同. 地基极限承载力的计算[M]. 北京: 建筑工业出版社, 1979.
- ZHENG Da-tong. Calculation of ultimate bearing capacity of foundation[M]. Beijing: Architectural Industry Press, 1979.
- [18] 中华人民共和国建设部.GB50007—2002 建筑地基基础设计规范[S]. 北京: 中国建筑工业出版社, 2009.
- Ministry of Construction of the People's Republic of China. GB50007—2002 Code for design of building foundation[S]. Beijing: China Architecture and Building Press, 2009.
- [19] 张在明. 北京地区高层和大型公用建筑的地基基础问题[J]. 岩土工程学报, 2005, 27(1): 11-23.
- ZHANG Zai-ming. Problems on foundations of high-rise and large-scale public building in Beijing area[J]. **Chinese Journal of Geotechnical Engineering**, 2005, 27(1): 11-23.

《岩土力学》第九届编委会第二次会议纪要

2019 年 12 月 29 日,《岩土力学》第九届编委会第二次会议暨创刊 40 周年座谈会在中国科学院武汉岩土力学研究所召开,岩土所陆凯阳书记、安骏勇副书记以及来自全国各地的编委、高被引作者、优秀审稿专家、曾经为《岩土力学》的发展作出贡献的老专家(白世伟、陈守义、谭罗荣、方昭茹、吕福庆)、编辑部成员等 80 人出席了会议。会议由《岩土力学》主编孔令伟研究员主持。陆凯阳书记致辞,对编委会的顺利召开表示祝贺,充分肯定了《岩土力学》学报多年来取得的成绩,表示将一如既往地支持编辑部工作。安骏勇副书记、所长助理李琦研究员分别公布了《岩土力学》40 年来高被引论文 TOP30、近 5 年来高被引论文 TOP20 名单。编辑部主任周平公布了 5 年来为《岩土力学》尽心尽力审稿的 50 名优秀审稿专家名单。13 名高被引论文作者代表、18 名优秀审稿专家代表上台领取了奖状。随后周平主任系统总结了《岩土力学》40 年的发展历程和取得的成绩以及近十年来所做的各方面的创新工作,分析了期刊当前的发展态势、面临的困难,就期刊未来发展方向阐述了自己的想法。编委们就如何在当前形势下进一步办好期刊积极建言献策,他们的讨论与建议涉及稿件选取、论文撰写、组稿、约稿、审稿、栏目设置、举办论坛、提高影响力、国际化等诸多方面。编委们纷纷表示,愿意为期刊的发展添砖加瓦,贡献自己的力量。

《岩土力学》编辑部

2019.12.30