带压开采底板破坏因素分析及突水预测研究

杜伟升[1],姜耀东[1,2],高林涛[1]
(1. 中国矿业大学(北京) 力学与建筑工程学院,北京 100083;2. 中国矿业大学(北京) 煤炭资源与安全开采国家重点实验室,北京 100083)

摘 要:为有效防治采动影响导致的底板突水事故,采用塑性理论及经验公式分析总结了底板破坏的影响因素,并将其分为赋存因素与开采设计因素。以上孔煤业 15 号煤层为研究背景,选取隔水层厚度、底板水压、煤厚及工作面斜长作为主控因素,建立了"赋存-采动"多因素组合模型,利用 FLAC^{3D} 模拟了不同因素组合下底板垂直应力及塑性区分布规律。结果表明:采动破坏带深度对工作面宽度的变化十分敏感;隔水层厚度及底板水压则对承压水导升带范围起控制作用,且隔水层厚度影响更大;采厚的波动对底板破坏影响微弱。首次提出了等效破坏深度的概念,并将其应用于突水系数法中,预测了 15 号煤层带压开采突水危险,并建议降低工作面宽度、在煤壁及工作面前方等采场边缘处加强探放水以预防突水。

关键词:带压开采;底板破坏深度;等效破坏深度;突水预测;底板水防治
中图分类号:TD745 **文献标志码**:A **文章编号**:0253-2336(2017)06-0112-06

Study on water inrush prediction and floor failure factors analysis in pressurized coal mining

Du Weisheng[1], Jiang Yaodong[1,2], Gao Lintao[1]
(1. *School of Mechanics & Civil Engineering, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing* 100083, *China*;
2. *State Key Lab of Coal Resources and Safety Mining, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing* 100083, *China*)

Abstract: In order to effectively prevent and control floor water inrush accident occurred by the mining operation, a plastic theory and empirical formula were applied to analyze and summarize the factors affected to the floor failure and the deposition factor and the mining design factors were divided. Based on No. 15 seam in shangkong coal mine as a study background, an aquiclude thickness, water pressure of the seam floor, seam thickness and inclined length of the coal mining face were selected as the main control factors, a "deposition-mining" multi factor combined model was established and a FLAC^{3D} software was applied to simulate the floor vertical stress and plastic zone distribution law under the combination of different factors. The results showed that the depth of the mining failure zone would be very sensitive to the width variation of the coal mining face, the aquiclude thickness and the water pressure of the seam floor would play a control role to the scope of the confined water pressurized zone and the aquiclude thickness would have higher influences. A fluctuation of the mining thickness would have a weak influence to the floor failure. An idea of the equivalent failure depth was firstly provided and would be applied to the water inrush coefficient method. The water inrush danger of the pressurized mining in No. 15 seam was predicted. The proposals were make to reduce the width of the coal mining face and to enhance the water detection and discharging at the coal mining wall, the front location of the coal mining face and other mining boundary in order to prevent and control the water inrush.

Key words: pressurized coal mining; floor failure depth; equivalent failure depth; water inrush prediction; floor water prevention and control

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

收稿日期:2017-03-17;**责任编辑**:杨正凯 **DOI**:10.13199/j.cnki.cst.2017.06.018
基金项目:国家重点研发计划资助项目(2016YFC0801401);中央高校基本科研业务费专项资助项目(2010YL10);国家自然科学基金面上基金资助项目(51474096)
作者简介:杜伟升(1989—),男,河南孟州人,博士研究生。Tel:13161565566,E-mail:duweisheng1225@126.com
引用格式:杜伟升,姜耀东,高林涛.带压开采底板破坏因素分析及突水预测研究[J].煤炭科学技术,2017,45(6):112-117,130.
Du Weisheng, Jiang Yaodong, Gao Lintao.Study on water inrush prediction and floor failure factors analysis in pressurized coal mining[J]. Coal Science and Technology,2017,45(6):112-117,130.

0 引　　言

采动影响会促使巷道及工作面的围岩应力重分布,从而导致顶底板破断,继而诱发矿井灾害[1]。煤矿底板突水就是由于底板隔水层完全破断,承压水涌入巷道及工作面而造成的矿井灾害。随着煤炭生产向深部转移,承压水对矿井安全生产威胁日渐凸显[2]。尤其在我国华北地区,其富含煤炭资源的石炭二叠纪地层与奥陶系灰岩含水层之间的距离通常从几米到几十米不等,一旦采掘工作诱使底板含水层与开采空间联通,就会引发底板突水事故[3-4]。故开展带压采动下煤层底板的破坏规律具有重要意义。

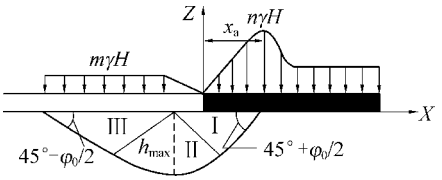
很多学者针对采动影响下煤层底板的破坏规律及其对底板突水的诱发进行了深入研究。这些研究工作从地质赋存环境、采动诱发影响、开采工艺设计等一个或多个角度入手,并辅以理论推导、物理试验、数值模拟等研究手段,提出了诸如突水系数法、底板"下三带"、底板关键层、脆弱性指数法等重要成果[5-12]。早期的研究方法主要考虑底板水压与隔水层之间的相互作用,如突水系数法主张以单位厚度的隔水层上所承载的水压来衡量突水危险[5];底板"下三带"法将采动与水压考虑在内,将底板划分为采动破坏带、完整隔水层带和承压水导升带[10];底板关键层理论将底板突水的研究转化为对底板关键层破断机制的研究[13]。近年来随着多元信息技术的发展及对突水非线性机理的认识,脆弱性指数法等采用信息叠加来预测突水危险[11]。上述成果有益地指导了底板突水的防治工作,然而研究煤层带压开采底板破坏时,多从地质赋存因素入手,很少与开采设计因素结合起来研究底板破坏规律。因此有必要系统全面地分析带压开采底板破坏的影响因素及相关因素对底板的影响位置及效果。笔者采用塑性理论及经验公式分析了带压开采底板破坏的影响因素,进而结合上孔煤矿的 15 号煤层的开采条件,借助 FLAC^{3D}分析了"赋存-采动"多因素组合下煤层带压开采的底板破坏规律。在进行突水预测时,笔者提出了等效破坏深度的概念,并用其修正了突水系数的计算公式,预测了 15 号煤层底板突水危险,并针对性地提出了防治突水的相关建议。

1 底板破坏深度分析

笔者采用塑性理论分析底板采动破坏深度并与经验公式对比,得出底板采动破坏深度的影响因素。

1.1 塑性理论法

极限状态下底板塑性破坏图如图 1 所示,煤层开挖后的底板塑性区边界主要由 3 个区组成:主动极限区(Ⅰ区);过渡区(Ⅱ区);被动极限区(Ⅲ区)。煤层开挖后,支承压力作用下Ⅰ区岩体底板发生塑性变形,从而挤压Ⅱ区及Ⅲ区的底板岩体,向已开挖的空间膨胀,造成底板破坏。



x_a—支承压力峰值点煤壁距离;φ_0—底板岩石内摩擦角;
h_{max}—底板最大破坏深度;m—煤厚;H—开采深度;
n—支承压力系数;γ—上覆岩层容重

图 1　极限状态下底板塑性破坏图

Fig. 1　Floor plastic failure map in limit condition

由图 1 可得[14]:

$$h_{max}=\frac{x_a\cos\varphi_0}{2\cos\left(\frac{\pi}{4}+\frac{\varphi_0}{2}\right)}e^{\left(\frac{\pi}{4}+\frac{\varphi_0}{2}\right)\tan\varphi_0} \tag{1}$$

令:

$$f(\varphi_0)=\frac{e^{\left(\frac{\pi}{4}+\frac{\varphi_0}{2}\right)\tan\varphi_0}}{2\cos\left(\frac{\pi}{4}+\frac{\varphi_0}{2}\right)}\cos\varphi_0$$

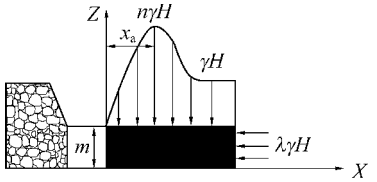
则式(1)简化为

$$h_{max}=x_a f(\varphi_0) \tag{2}$$

可见 h_{max}仅与 φ_0及 x_a有关。而煤层开挖后的支承压力分布如图 2 所示,x_a满足式(3)[14]:

$$x_a=\frac{m(1-\sin\varphi)}{2\tan\varphi(1+\sin\varphi)}\ln\frac{(n\gamma H+C_m\cot\varphi)(1-\sin\varphi)}{C_m\cot\varphi(1+\sin\varphi)} \tag{3}$$

式中:φ 为煤的内摩擦角;C_m为煤的黏聚力。



λ—侧压系数

图 2　煤层支承压力分布

Fig. 2　Computation sketch of plastic are

令 $K_1=\frac{1+\sin\varphi}{1-\sin\varphi}$,则式(3)可化为

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

$$x_a = \frac{m}{2K_1 \tan \varphi} \ln\left(\frac{n\gamma H}{K_1 C_m \cot \varphi} + \frac{1}{K_1}\right) \quad (4)$$

将式(4)代入式(2)得

$$h_{max} = \frac{f(\varphi_0)\, m}{2K_1 \tan \varphi} \ln\left(\frac{n\gamma H}{K_1 C_m \cot \varphi} + \frac{1}{K_1}\right) \quad (5)$$

由式(5)可知,h_{max}与煤层及底板岩层的力学参数(φ_0,φ,C_m),以及煤厚 m、采深 H、覆岩容重 γ、支承压力系数 n 有关。将上述参数分类,其中 φ_0、φ、C_m、γ、m、H 均煤层赋存因素,支承压力系数 n 则受工作面斜长、采煤方法等因素影响较大,可视为开采设计因素。

1.2　经验公式法

学者们根据全国现场实测资料,经回归分析,获得了采动破坏深度的经验公式[15]:

$$h_{max} = 0.008\,5H + 0.167\alpha + 0.108L - 4.358 \quad (6)$$

其中:α 为煤层倾角;L 为工作面宽度。式(6)适用范围为:采深 100~1 000 m,倾角 4°~30°,煤层采高 0.9~3.5 m。同样由式(6)可知,影响底板破坏深度的因素亦可分为赋存因素(H、α)和开采设计因素(L)。

然式(5)中底板各分层的岩石力学参数(φ_0,φ,C_m)不易测量,式(6)进行底板破坏预测的准确性不够高。故采用数值模拟充分考虑赋存及采动 2 个方面因素,可较为系统地分析底板破坏情况。

2　底板破坏规律模拟

2.1　工程背景

晋煤集团上孔煤业的 15 号煤层为近水平煤层,平均煤厚 1.84 m,平均埋深 200 m,倾角 4°~8°。设计开采工艺为综采一次采全高,设计工作面长度 150 m。井田的主要含水层是位于底板的碳酸盐岩类岩溶裂隙含水层,底板水压 0.5~1.2 MPa。已探明的隔水层总厚度 35 m,矿井综合柱状图如图 3 所示。

2.2　模拟方案

煤层底板采动破坏深度直接影响底板隔水效果,决定突水与否。而承压水作用下,工作面底板的破坏亦受底板水压、隔水层厚度影响,破坏情况复杂。结合上文分析结果,笔者选取赋存因素中的底板水压、隔水层厚度、煤厚,及开采设计因素中的工作面宽度为主控因子,建立“赋存-采动”多因素数值模型,通过相关方案相互对比,获得相关因素对底板破坏的影响。

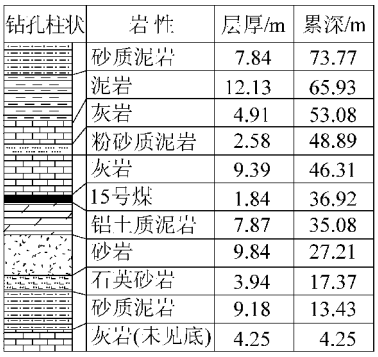


图 3　矿井综合柱状图

Fig. 3　Generalized geological section of coal mine

在地质赋存因素中,考虑到底板水压、隔水层厚度、煤厚等赋存条件的不均一性,笔者拟定的模拟条件为:底板水压分别为 0.5 MPa 和 1.2 MPa,隔水层厚度分别为 30 m 和 35 m,煤厚分别为 1.84 m 和 0.92 m。在开采设计因素中,工作面斜长分别为 150 m 和 120 m。

如要囊括全部组合,需要 16 个方案,计算工作量大。笔者选择表 1 中的 5 个方案,以方案一为基准,采用单一变量法,令方案一分别与方案二、方案三、方案四、方案五做对比,分别分析工作面宽度、隔水层厚度、底板水压、煤厚的改变对底板破坏的影响。

表 1　底板破坏试验方案

Table 1　Floor failure experimental plans

方案编号	工作面宽度/m	水压/MPa	隔水层厚度/m	煤厚/m
1	150	1.2	30	1.84
2	120	1.2	30	1.84
3	150	1.2	35	1.84
4	150	0.5	30	1.84
5	150	1.2	30	0.92

2.3　建立模型

FLAC^{3D}模型走向长度 350 m,倾向长度 250 m 或 220 m,采煤工作面宽度 150 m 或 120 m,工作面四周均留设 50 m 煤柱。模型高度 73.77 m 或 72.85 m,底板厚 35 m,煤厚 1.84 m 或 0.92 m,顶板 36.93 m,模型计算采用摩尔-库仑屈服准则。模型底部为固定边界,上边界设为应力边界,覆岩载荷约为 5.2 MPa,侧压系数 $\lambda = 1$。工作面开采数值模型如图 4 所示,模拟中采用的力学参数见表 2。模拟过程中,工作面每次推进 30 m,计算 4 000 步,笔者从不同底

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

板深度下的垂直应力与塑性区分布情况入手,探讨不同因素对底板破坏的影响,并获知底板的最大破坏深度和最易失效位置。

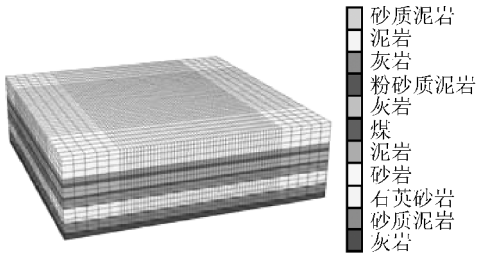


图 4　FLAC^{3D}模型

Fig. 4　Simulation model of FLAC^{3D}

表 2　顶底板岩层物理力学参数

Table 2　Mechanics parameters of roof and floor

岩性	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	黏聚力/MPa	抗拉强度/MPa	内摩擦角/(°)	密度/(kg·m^{-3})
灰岩	8.95	5.68	4.0	3.8	38	2 738
砂质泥岩	1.68	1.08	3.0	2.2	24	2 723
石英砂岩	1.57	1.06	3.0	2.5	32	2 570
砂岩	2.23	1.74	4.1	2.6	43	2 839
泥岩	1.76	0.61	1.6	1.2	30	2 762
煤	1.41	0.45	1.0	0.8	25	1 400
灰岩	8.95	5.68	4	3.8	38	2 738
粉砂质泥岩	2.58	1.23	3.6	2.2	36	2 729
灰岩	8.95	5.68	4.0	3.8	38	2 738
泥岩	1.76	0.61	1.6	1.2	30	2 762
砂质泥岩	1.68	1.08	3.0	2.2	24	2 723

2.4　底板破坏规律分析

工作面开始推进后,随着围岩应力的重新分布,会伴随顶板下沉、底板隆起、煤帮破碎等现象。开采初期,底板塑性区亦随着工作面的推进而逐步沿推进方向扩张,并向底板深部延伸。随着工作面持续推进,底板塑性区在垂直方向分布趋于稳定,在水平方向顺着开采方向继续扩张。故取工作面推进 180 m,塑性区分布稳定后,通过对比不同方案分析底板破坏规律。

1)垂直应力分布特征。采空区中部垂直应力分布的各方案对比如图 5 所示,其中方案 3 和方案 4 类似,文中仅展示了方案 3。回采开始后,采空区出现应力降低,工作面前方与后方出现应力升高,支承压力最大位置位于工作面前方 8 m 处,支承压力系数约为 4。对比方案 1 和方案 2,工作面长度减少 30 m 后,工作面前方支承压力由 20.7 MPa 降低至 19.5 MPa。对比方案 1 和方案 3,采空区顶底板围岩的应力分布及峰值大小均变化不大,可见模拟中承压水位置及压力的变化对采空区中部底板应力分布状态影响不大。对比方案 1 和方案 5,煤厚折减 1/2 后,工作面前方支承压力由 20.7 MPa 增加到 22 MPa。

鉴于工作面长度及煤厚对采场应力分布的影响,图 6 中挑选了方案 1、方案 2 和方案 5 在底板 6 m 处垂直应力的分布进行对比。对比 3 种方案的支承压力峰值,方案 5 最大(19.0 MPa),方案 1 次之(16.4 MPa),方案 2 最小(15.0 MPa)。可知,减少工作面宽度可有效降低采场围岩支承压力,而煤厚折减后,底板支承压力有所增加。

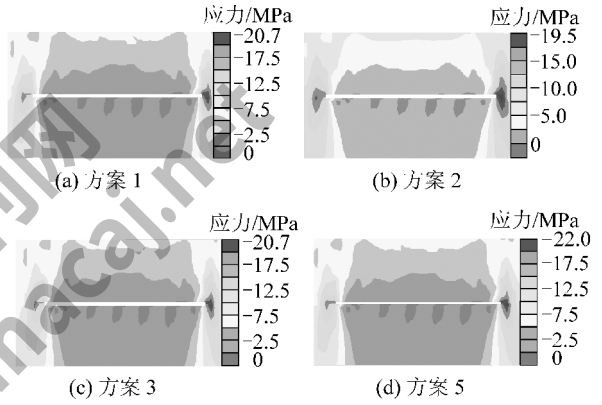


图 5　采空区中部垂直应力分布

Fig. 5　Vertical stress nephogram in the middle of the gobs

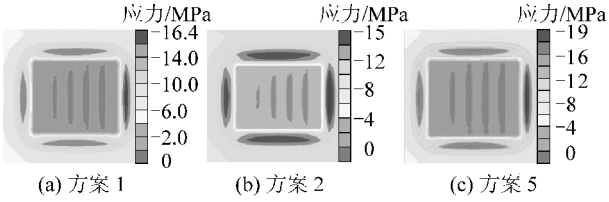


图 6　底板 6 m 处垂直应力分布

Fig. 6　Vertical stress distribution at the depth of 6 m

2)塑性区分布特征。5 个方案下采空区中部底板塑性区分布对比如图 7 所示。煤层回采后垂直方向上底板呈现“三带”分布,即采动破坏带、完整隔水层带与承压水导升带。对比方案 1、3、4、5 的底板塑性区分布,采动破坏带深度大致相同,位于直接底的全部泥岩及部分砂岩已遭破坏,破坏深度为 10.3 m;而方案 2 中,仅在开切眼附近,底板的最大破坏深度达 10.3 m,其他位置均小于此值。可见工作面宽度降低后,采动破坏带深度减小。底板 10 m 处塑性区分布如图 8 所示,对比了同一水平(底板 10 m 处)方案 1 和方案 2 塑性区分布情况。可知采动最

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

大破坏深度位于采空区边缘邻近支承压力增高处，方案 2 中塑性区范围明显小于方案 1，进一步说明工作面宽度的减少可有效降低采动破坏带范围。

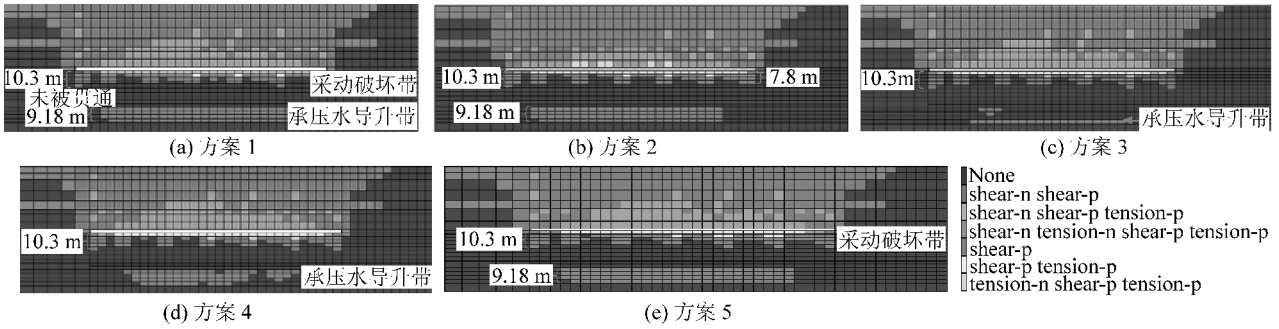


图 7　采空区中部塑性区分布

Fig. 7　Plastic zone distribution in the middle of the gobs

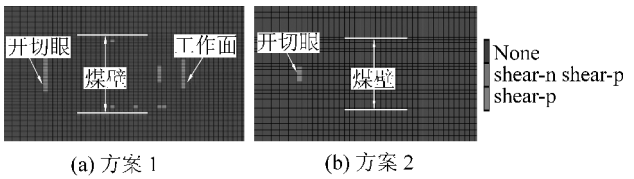


图 8　底板 10 m 处塑性区分布

Fig. 8　Plastic zone distribution at the depth of 10 m

对比图 7 中承压水导升带深度，可知承压水导升带深度最大达 9.18 m，方案 2 中工作面斜长及方案 5 中煤厚的变化对承压水导升带的深度影响微弱。对比方案 1 和方案 3，隔水层厚度增加 5 m 后，底板塑性破坏区明显减少。对比方案 1 和方案 4，水压减小到 0.5 MPa 后，承压水导升带的破坏深度没有减少，但水平破坏范围有所缩减。

底板 22 m 处塑性区分布如图 9 所示，对比图 9a 和图 9b，方案 1 中工作面后方 18 m 与开切眼前方 24 m 处，整个面都已被破坏，而方案 3 中仅开切眼前方 30 m 处一部分遭到破坏。易知，隔水层厚度增加与承压水压的降低均会有效降低底板承压水导升带的深度，且隔水层厚度的变化对承压水导升带深度的影响更为明显。

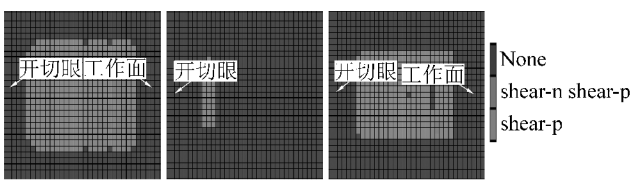


图 9　底板 22 m 处塑性区分布

Fig. 9　Plastic zone distribution at the depth of 22 m

3　突水系数的修正及突水预测

突水系数反映的实质是单位厚度的隔水层所承受的水压。最初提出的突水系数计算公式：

$$T = \frac{P}{M} \tag{7}$$

其中：T 为突水系数，MPa/m；P 为底板隔水层承受的水压力，MPa；M 为底板隔水层厚度，m。突水系数越大，突水危险性越高。

随着“下三带”理论及采动破坏带、承压水导升带等概念的提出，一些学者主张采用有效隔水层厚度的概念引入到突水系数计算公式[16]：

$$T = \frac{P}{M - C_p - h_p} \tag{8}$$

其中：C_p 为采动破坏深度，m；h_p 为承压水导升带厚度，m。由于不同岩性的阻水能力的差异，需将不同厚度的岩层进行折算，采用等效隔水层厚度的方法预测底板突水[16]，如：

$$T = \frac{P}{\sum_{i=1}^{n} M_i d_i - C_p - h_p} \tag{9}$$

其中：M_i 为各分层厚度，m；d_i 为分层厚度折算系数[16]。然而式(9)作为基于厚度折算系数的突水系数计算方法，存在一点不足。原隔水层厚度经折算，变成了等效隔水层厚度 $M_i d_i$，则相应的破坏深度亦需要折减为等效破坏深度。定义原采动破坏深度经阻水系数折减后的值为等效采动破坏深度，定义原承压水导升带高度经阻水系数折减后的值为等效导升高度。提出修正后的突水系数计算公式如下：

$$T_1 = \frac{P}{\sum_{i=1}^{n} M_i d_i - \sum_{i=1}^{n} C_i d_i - \sum_{i=1}^{n} h_i d_i} \tag{10}$$

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

其中:C_i为第 i 分层采动破坏厚度,m;d_i为第 i 分层厚度折算系数;h_i为第 i 分层承压水导升高度。不同岩性的阻水系数见表 3[16]。

表 3　不同岩性的阻水系数

Table 3　Strength ratio of different strata

岩性	阻水系数
砂岩	1.0
砂质泥岩	0.7
页岩	0.5
泥岩	0.5
灰岩(位于含水层)	0
灰岩(位于隔水层)	1.3

根据文中方案 1 的模拟结果,文中底板采动破坏带深度为 10.3 m,包括铝土质泥岩(C_1=7.87 m),砂岩(C_2=2.43 m)。而最大承压水导升高度是 9.18 m,即 h_1=9.18 m。

将相关数据代入式(10)得:

$$T_1 = 0.071\ \text{MPa/m}$$

上孔煤业在以往的采掘过程中未发现断层构造,根据《煤矿防治水规定》附录四中"底板受构造破坏块段突水系数一般不大于 0.06 MPa/m,正常块段不大于 0.1 MPa/m"的规定[17],上孔煤业 15 号煤层无突水危险。然一旦在采掘过程中发现断层等构造,或者在部分隔水层厚度突然减少的区域,承压水导升带极易与采动破坏带贯通并诱发突水。结合数值模拟的结果,提出下述防治措施。

1)采掘过程中该矿应在工作面前方及煤壁附近等受采动破坏严重的位置,积极实施探放水措施,鉴于隔水层厚度的变化对底板承压水导升带的敏感性,在隔水层薄弱位置,可采取疏水降压、注浆加固等防治措施。

2)一旦采掘过程中揭露断层等地质构造,可在不影响采掘接替的情况下,适当减少工作面长度,减少采动破坏带深度,以预防底板突水。

4　结　　论

1)利用塑性理论与经验公式分析总结了采动影响下,带压开采底板破坏的影响因素,并将这些因素分为赋存因素与采动因素。

2)建立了"赋存-采动"多因素数值模型,模拟了相关因素对底板破坏的影响。减少工作面宽度可有效降低采动破坏深度;隔水层厚度及底板水压主要影响承压水导升带高度,且隔水层厚度影响更大;煤厚的降低会使底板垂直应力略升,但其对底板破坏的影响较小。上孔煤业的底板最大采动破坏深度为 10.3 m,最大承压水导升高度为 9.18 m。

3)提出了等效破坏深度的概念,并将其用于突水系数中,对突水系数的计算方法进行了修正。并提出在工作面前方及煤壁附近积极进行探放水,减少工作面宽度,在隔水层薄弱部位积极做好防治工作等建议。

参考文献(References):

[1] 薄云山.晋华宫矿多煤层采动影响煤巷围岩破坏机理与控制[D].北京:中国矿业大学(北京),2015.

[2] 武　强,董书宁,张志龙.矿井水害防治[M].徐州:中国矿业大学出版社,2007.

[3] 施龙青.底板突水机理研究综述[J].山东科技大学学报:自然科学版.2009,11(3):17-23.
Shi Longqing.Summary of research on mechanism of water-inrush from seam floor [J].Journal of Shandong University of Science and Technology:Natural Science Edition,2009,11(3):17-23.

[4] 韩　进,施龙青,翟培合,等.多属性决策及 D-S 证据理论在底板突水决策中的应用[J].岩石力学与工程学报,2009,29(S2):3727-3732.
Han Jin,Shi Longqing,Zhai Peihe,*et al*.Application of multi-attribute decision and D-S evidence theory to water-inrush decision of floor in mining [J].Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2009,29(S2):3727-3732.

[5] 代革联,杨　韬,郭国强,等.带压开采首采工作面底板破坏深度研究[J].煤炭科学技术,2016,44(8):56-60.
Dai Gelian,Yang Tao,Guo Guoqiang,*et al*.Study on failure depth of seam floor in first coalmining face with pressurized mining[J].Coal Science and Technology,2016,44(8):56-60.

[6] 管恩太.突水系数的产生及修正过程[J].中国煤炭地质,2012(2):30-32.
Guan Entai.Origin of water bursting coefficient and process of modification [J].Coal Geology of China,2012(2):30-32.

[7] 姜耀东,吕玉凯,赵毅鑫,等.承压水上开采工作面底板破坏规律相似模拟试验[J].岩石力学与工程学报,2011,30(8):1571-1578.
Jiang Yaodong,Lyu Yukai,Zhao Yixin *et al*.Similar simulation test for breakage law of working face floor in coal mining above aquifer [J].Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2011,30(8):1571-1578.

[8] 曹胜根,姚强岭,王福海,等.承压水体上采煤底板突水危险性分析与治理[J].采矿与安全工程学报,2010,28(3):346-350.
Cao Shenggen,Yao Qiangling,Wang Fuhai *et al*.Analysis of water inrush risk from coal seam floor [J].Journal of Mining and Safety Engineering,2010,28(3):346-350.

[9] 于小鸽,韩　进,施龙青,等.基于 BP 神经网络的底板破坏深

(下转第 130 页)

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

coal mining[J]. Coal Science and Technology, 2016, 44(3): 33-38,54.

[14] 武越超,韦志远,谭英明,等. 空巷影响下回采巷道围岩稳定性及支护设计研究[J]. 煤炭科学技术, 2016, 44(5):128-132,19.
Wu Yuechao, Wei Zhiyuan, Tan Yingming, *et al*. Study on surrounding rock stability and support design of mining gatewayunder influences of abandoned roadways[J]. Coal Science and Technology, 2016, 44(5): 128-132,19.

[15] 刘长友,曹胜根,万志军,等.高产高效综放工作面端面顶板稳定控制监测[J].岩土力学,2003,24(S2):423-426.
Liu Changyou, Cao Shenggen, Wan Zhijun, *et al*. Monitoring of roof stability of tip-to-face in fully mechanized caving face with high-production and high-efficiency[J]. Rock and Soil Mechanics,2003,24(S2):423-426.

[16] 张顶立,何佐德.综放工作面端面冒顶机理及控制[J].湘潭矿业学院学报,2001,16(3):11-15.
Zhang Dingli, He Zuode. Roof falling mechanism of face area in fully-mechanized sub-level caving mining face and its control [J]. Journal of Xiangtan Mining Institute,2001,16(3):11-15.

[17] 方新秋,钱鸣高,曹胜根,等.综放开采不同顶煤端面顶板稳定性及其控制[J].中国矿业大学学报,2002,31(1):72-77.
Fang Xinqiu, Qian Minggao, Cao Shenggen, *et al*. Research on tip-to-face roof stability and its control for different hardness coals in fully-mechanized top-coal caving mining[J]. Journal of China University of Mining & Technology,2002,31(1):72-77.

[18] 何满潮,景海河,孙晓明.软岩工程地质力学研究进展[J].工程地质学报,2000,8(1):46-62.
He Manchao, Jing Haihe, Sun Xiaoming. Research progress of soft rock engineering geological mechanism in China coal mine [J]. Journal of Engineering Geology,2000,8(1):46-62.

[19] 何满潮.中国煤矿软岩工程地质力学研究进展[J].煤,2000,9(1):6-11.
He Manchao. The research development of soft rock engineering geological mechanism in China coal mine [J]. Coal,2000,9(1): 6-11.

[20] 郭延华,李良红,张增祥,等.内错式下分层回采巷道围岩变形破坏机理研究[J].河北工程大学学报:自然科学版,2007,24(2):20-22.
Guo Yanhua, Li Lianghong, Zhang Zengxiang, *et al*. Study on the transfiguration and failure mechanism of gate-road surrounding rock in the bottom slicing [J]. Journal of Hebei University of Engineering: Natural Science Edition,2007,24(2):20-22.

[21] 郭延华,李良红,段景广.锚杆支护下分层回采巷道煤帮稳定性研究[J].煤炭工程,2007,37(9):74-76.
Guo Yanhua, Li Lianghong, Duan Jingguang. Study on stability of coal gangs in layered mining under bolt support [J]. Coal Engineering,2007,37(9):74-76.

(上接第 117 页)

度预测[J].煤炭学报,2009,34(6):731-736.
Yu Xiaoge, Han Jin, Shi Longqing *et al*. Forecast of destroyed floor depth based on BP neural networks [J]. Journal of China Coal Society,2009,34(6):731-736.

[10] 李白英.预防矿井底板突水的"下三带"理论及其发展与应用[J].山东矿业学院学报:自然科学版,1999,1(4):11-18.
Li Baiying. "Down Three Zones" theory and its application in the prediction of the water inrush from coalbed floor aquifer[J]. Journal of Shandong University of Science and Technology: Natural Science,1999,1(4):11-18.

[11] 武　强,张志龙,张生元,等.煤层底板突水评价的新型实用方法Ⅱ:脆弱性指数法[J].煤炭学报,2007,32(11):1121-1126.
Wu Qiang, Zhang Zhilong, Zhang Shengyuan, *et al*. A new practical methodology of the coal floor water inrush evaluating Ⅱ: the vulnerable index method[J]. Journal of China Coal Society,2007,32(11):1121-1126.

[12] 白晨光,黎良杰,于学馥.承压水底板关键层失稳的尖点突变模型[J].煤炭学报,1997,22(2):39-44.
Bai Chenguang, Li Liangjie, Yu Xuefu. Cusp catastrophe model for instability of key stratum in floor with water inrush [J]. Journal of China Coal Society,1997,22(2):39-44.

[13] 黎良杰,钱鸣高,闻　全,等.底板岩体结构稳定性与底板突水关系的研究[J].中国矿业大学学报,1995,24(4):18-23.
Li Liangjie, Qian Minggao, Wen Quan, *et al*. Relationship between the stability of floor structure and water-inrush from floor [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 1995, 24(4):18-23.

[14] 代长青.承压水体上开采底板突水规律的研究[D].淮南:安徽理工大学,2005.

[15] 施龙青,徐东晶,邱　梅,等.采场底板破坏深度计算公式的改进[J].煤炭学报,2013,38(S2):299-303.
Shi Longqing, Xu Dongjing, Qiu Mei *et al*. Improved on the formula about the depth of damaged floor in working area [J]. Journal of China Coal Society,2013,38(S2):299-303.

[16] 刘其声.关于突水系数的讨论[J].煤田地质与勘探,2009,36(4):34-37.
Liu Qisheng. A discussion on water inrush coefficient [J]. Coal Geology and Exploration,2009,36(4):34-37.

[17] 武　强,赵苏启,李竞生,等.《煤矿防治水规定》编制背景与要点[J].煤炭学报,2011,37(1):70-74.
Wu Qiang, Zhao Suqi, Li Jingsheng *et al*. The preparation background and the main points of rule of mine prevention and cure water disaster [J]. Journal of China Coal Society,2011,37(1): 70-74.

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net