

文章编号: 1001-1455(2008)06-0565-07

软弱顺倾岩体爆破层裂的准静态力学模型应用研究*

宋小林¹, 张继春¹, 郭学彬², 肖正学²

(1. 西南交通大学土木工程学院, 四川 成都 610031;

2. 西南科技大学环境工程学院, 四川 绵阳 621002)

摘要: 针对顺倾岩质边坡爆破引起软弱夹层冲刷、压密而影响边坡稳定的问题, 应用爆轰气体等熵绝热膨胀理论, 建立深孔爆破过程中软弱顺倾边坡的准静态力学模型, 导出了爆炸作用在软弱夹层内形成爆腔后的准静态压力和软弱层临界层裂长度计算公式。通过分析爆轰气体楔入层面对边坡岩体产生的抬动作用, 推得了边坡潜在滑体的稳定系数与装药参数、岩体力学参数和边坡几何尺寸的定量关系。将提出的准静态力学模型应用于两个典型顺倾岩质边坡的爆破动力稳定分析, 得到了与工程实际相符合的计算结果。

关键词: 爆炸力学; 准静态力学模型; 岩体爆破; 顺层边坡; 软弱层; 稳定性

中图分类号: O383.1 **国标学科代码:** 130·35 **文献标志码:** A

1 引言

含顺倾软弱层的岩体在爆破开挖过程中或爆破后不太长的时间内时常产生局部或较大规模的滑坡, 其稳定状态与边坡设计时的动力稳定计算结果存在较大差异, 因此, 如何正确分析爆破作用下软弱顺倾岩质边坡的稳定已成为岩石力学界和爆破工程界致力解决但至今仍未很好解决的问题。

爆破动力作用下的边坡稳定性分析主要有拟静力法、有限滑移法和数值算法^[1-6]。由于后两种方法难于确定边坡失稳破坏时的变形(位移)、应力标准而很少单独使用, 因而目前多采用拟静力法或拟静力法与数值计算相结合来分析动载荷作用下的边坡稳定性。近年来, 又进一步采用反应谱法和时程分析法计算潜在滑面单元的动应力, 以反映出爆破地震波传播过程中的衰减、频谱结构特性及相位差等因素对边坡稳定性的影响^[7-10]。此外, 张菊明等^[11]还从块体运动的三维动力学方程出发, 考虑到层状边坡层间振动加速度在传递过程中的变化规律和块体运动时滑面的摩擦特性, 给出了受振动影响时边坡各层间的稳定性计算方法。尽管如此, 现有分析方法只适用于远离爆区的边坡在振动作用下的稳定计算, 不适合紧邻爆区的边坡或爆破开挖形成的工程边坡的动力稳定计算, 尤其是当爆破炮孔穿过顺倾岩质边坡的软弱层时, 爆破过程中的边坡受力状态已发生了根本改变, 这就是导致用现有方法计算出的爆破作用下边坡稳定系数与实际稳定状态存在较大差异的主要原因。事实上, 穿过软弱夹层的装药爆炸后爆轰气体产物直接作用于夹层介质, 引起紧邻炮孔的软弱介质移动而在一定范围内形成爆破空腔^[12], 使该范围内坡体的抗滑力消失; 与此同时, 在爆腔形成过程中伴随着爆轰气体的楔入, 使上覆岩层(潜在滑体)产生向上的挠曲变形, 导致数十倍炮孔直径范围内的岩体与软弱夹层分离(层裂破坏)而使该范围内的坡体抗滑力极大降低^[13-14]。由此可知, 要正确解决爆破作用下含顺倾软弱夹层的边坡岩体稳定性分析问题, 必须首先明确爆破过程中边坡岩体的受力状态, 建立相应的爆破数理力学模型, 才能给出合理的边坡动力稳定性计算方法。

本文中应用爆炸力学理论, 从爆轰气体沿堵塞方向和软弱夹层方向等熵绝热膨胀的角度, 分析爆轰

* 收稿日期: 2007-04-27; 修回日期: 2007-08-23

基金项目: 国家自然科学基金项目(50574076)

作者简介: 宋小林(1979—), 男, 博士。

气体楔入软弱夹层后边坡岩体的受力状态,建立深孔爆破过程中边坡岩体的准静态力学模型,导出边坡动力稳定系数同装药参数、岩体力学参数和边坡几何尺寸的定量关系。

2 准静态力学模型的建立

2.1 基本观点

对于炮孔穿过软弱夹层的深孔台阶爆破,尽管在很短时间内就表现出爆炸对岩体的破碎作用,但从整个爆破过程分析,仍然存在着爆轰气体的膨胀、爆炸应力波在最小抵抗线方向的传播与反射、爆轰气体压力在最小抵抗线方向形成的应力集中等不同的作用形式。只有针对不同的爆破作用形式和阶段分析岩体受力状态,才能明确含软弱夹层的台阶岩体开挖爆破对所形成工程边坡的稳定性影响程度。

当炸药在炮孔内爆炸时,爆轰气体的高压作用引起堵塞,炮泥向上移动,直至炮泥完全被推移出炮孔,爆轰气体压力才骤然降低,使炸药爆炸产生的破岩作用基本消失^[15-16]。在这个过程中,正是爆轰气体对软弱夹层方向介质的推移、压密和冲刷作用,极大地影响了边坡在爆破过程中及爆破后的稳定。

2.2 模型的建立与准静压力

边坡开挖通常采用多排孔一次起爆分段延时的爆破方法,其中对边坡稳定影响最大的是爆破后直接形成边坡的最后一排炮孔的爆破。为便于分析计算,这里以最后一排的单孔爆破为研究对象,建立相应的爆破力学模型。

假设最后一排炮孔穿过顺倾的软弱夹层,并采用耦合装药爆破。其中,软弱夹层厚度为 h ,上覆岩体厚度为 b ,边坡坡度为 θ ;炮孔半径为 r ,装药量为 Q ,装药长度为 L_0 ,炸药密度为 ρ ,爆速为 D ,爆破过程中孔内的受力状态如图 1 所示。

装药在炮孔内爆炸后,由于爆轰气体的压密推移作用,在软弱层中首先形成半径为 R 的空腔,并引起上覆岩体产生向上的变形,端部挠度为 y ;岩层挠曲上抬后的止裂点与孔壁的距离为 l ,即层裂长度;炮泥在爆轰气体的作用下向上移动的距离为 L ,如图 1 所示。

另外假设:(1)炸药起爆后,

爆腔在形成过程中爆轰气体等熵绝热扩散,波未达到自由面,且不考虑波在软弱层面上的反射、折射和透射;(2)忽略炮孔压力在炮孔轴向上的变化;(3)不计岩石在爆轰气体扩散过程中体积的变化,且忽略进入岩石裂缝中的爆轰气体体积;(4)岩体为各向同性、均匀、无缺陷材料。

炸药爆轰后爆轰产物开始膨胀时的压力按平均爆轰压力计算^[17],即

$$p_0 = \frac{1}{2} \frac{\rho D^2}{1+k} \quad (1)$$

式中: ρ 为炸药的装药密度, kg/m^3 ; D 为炸药的爆轰速度, m/s ; k 为装药的绝热(等熵)指数,一般 $k = 2.1 \sim 3$,对于常用的工业炸药(如乳化或铵梯炸药)取 $k = 3$, p_0 的单位为 Pa 。

由于装药采用耦合装药,其装药体积 V_0 和装药密度 ρ 分别为

$$V_0 = \pi r^2 L_0 \quad (2)$$

$$\rho = Q/V_0 \quad (3)$$

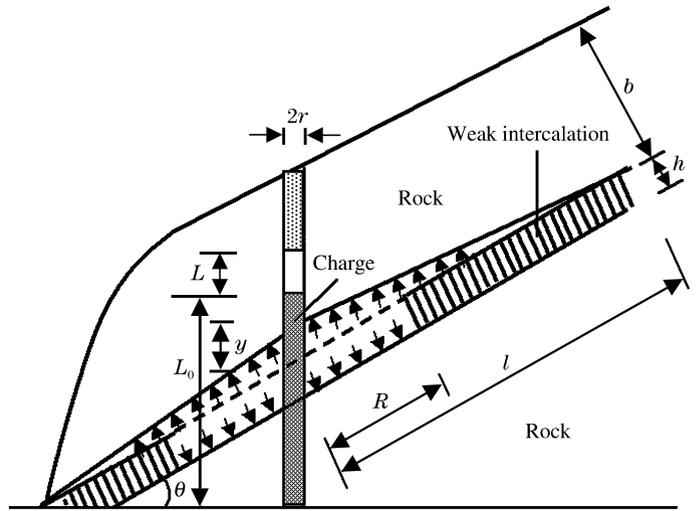


图 1 顺倾边坡岩体爆破的炮孔剖面图

Fig. 1 The cross-section sketch of the blast hole in layered slope rock blasting

一般情况下,炸药的装药密度为已知, $\rho=900\sim 1\ 000\text{ kg/m}^3$,可由式(3)计算装药体积 V_0 ,由式(2)计算装药长度 L_0 。

由于炮泥的约束条件较软弱层差,假定炮泥向上移动达到的最大距离 L 为堵塞长度。那么,爆轰气体在径向和轴向爆腔内等熵绝热膨胀的体积

$$V = \pi r^2 (L_0 + L) + [\pi(R+r)^2 - \pi r^2]h + [\pi(l+r)^2 - \pi r^2]y/3 \quad (4)$$

严格来讲,式(4)中后面一项不应该是乘以 y ,但是由于岩体挠度 y 很小,其相对于层裂长度很小,所以可以近似为式(4)。

由凝聚炸药的爆轰理论可知,爆轰气体绝热膨胀过程中状态方程^[18]为

$$\begin{cases} p/p_0 = (V_0/V)^k & p \geq p_c \\ p/p_c = (V_c/V)^\gamma & p < p_c \end{cases} \quad (5)$$

式中: p_c 为爆轰气体绝热膨胀过程中高压段与低压段边界上的临界压力,对于常用的工业炸药,取 $p_c = 200\text{ MPa}$; γ 为低压段爆轰气体的绝热膨胀指数,一般取 $\gamma = 1.4$;其余符号同前。

考虑到耦合装药的深孔爆破过程中,爆轰气体绝热膨胀的体积增量不大,孔内爆炸压力 p 多大于临界压力 p_c ,其值可由式(5)的第1个方程给出,即

$$p = p_0 (V_0/V)^3 \quad (6)$$

将式(1)~(4)代入式(6)化简得

$$p = \frac{1}{2} \frac{\rho D^2}{1+k} \left(\frac{3Q/\rho}{3Q/\rho + 3\pi r^2 L + 3\pi R h (R+2r) + \pi l y (l+2r)} \right)^3 \quad (7)$$

由于软弱层中爆腔半径 R 与炮孔直径、装药量、炸药性质和软弱层的物理力学性质及软弱层厚度 h 等条件有关,当 h 小到某值时可取 $R = (20\sim 30)r$ ^[12,18]。限于篇幅,在此不讨论爆腔半径的形成过程与大小,将另文专门研究。

由于 $l \ll r$,为了简化计算,式(7)中可以近似取 $l+2r \approx l$ 。此外, p 还与上覆岩层厚度 b 和岩体力学参数有关,即上式中的 l 和 y 。

由于实际爆破中邻接边坡的最后排炮孔不止一个,且各炮孔内的爆轰气体仅在软弱层的爆腔和层裂范围内才对上覆岩层有上抬作用,而在相邻两个炮孔间的层裂范围外基本不存在上抬作用,一般来说单个炮孔的层裂范围要大于孔间距的一半,所以从安全考虑可以把上部岩体视为受均布载荷 q 的悬臂梁(水平宽度为单位1),即 $q = 1 \times p$,且上覆岩体端部挠度

$$y = pl^4 / (8EI) \quad (8)$$

式中: E 、 I 分别为上覆岩体的弹性模量和转动惯量,此处 $I = b^3/12$ 。

上覆岩体根部截面(层裂止裂点)的最大拉应力

$$\sigma = 3pl^2 / b^2 \quad (9)$$

令 $\sigma = \sigma_t$ (σ_t 为上覆岩体的抗拉强度,有的文献称为开裂强度)则

$$l^2 = \sigma_t b^2 / (3p) \quad (10)$$

将式(8)、(10)代入式(7),整理简化得到 p 与装药参数(Q 、 ρ 、 D)、岩石强度 σ_t 、弹性模量 E 和边坡几何参数 b 的相互关系为

$$p = \frac{1}{2} \frac{\rho D^2}{1+k} \left(\frac{Q/\rho}{Q/\rho + \pi r^2 L + \pi R h (R+2r) + \pi \sigma_t^3 b^3 / (54E p^2)} \right)^3 \quad (11)$$

一般条件下,上覆岩体端部挠度 y 仅为毫米级,引起的体积膨胀可以忽略不计,即式(4)中的最后一项忽略不计。故式(11)可以进一步简化得到爆轰气体膨胀后的准静压力

$$p = \frac{1}{2} \frac{\rho D^2}{1+k} \left(\frac{Q/\rho}{Q/\rho + \pi r^2 L + \pi R h (R+2r)} \right)^3 \quad (12)$$

本文中考虑的是上覆岩层厚度较小、质量较轻的情况,为了简化推导过程,把上部岩体视为受均布载荷的悬臂梁来简化处理,推导式(12)时已经忽略悬臂梁的挠度的影响。如果实际上覆岩层的厚度较

大时,可以按照特定的弹性理论来处理,比如如上覆岩体的厚度与梁的长度相当,从安全的方面考虑可以用梁应力代替板应力,故上面的推导适合任意厚度的岩层。

2.3 软弱层极限层裂长度

当爆腔比较小时,爆轰气体压力很大,在爆轰刚完成时高达数万兆帕,这比较有利于软弱层的压缩和层裂范围的扩展,随着爆腔的增大,气体急剧膨胀从而导致气压显著降低^[12]。

岩石宏观断裂破坏是一个微裂纹形成、扩展直至断裂的过程。虽然人们已经对裂纹形成的中间过程有所研究,但是裂纹的形成过程和扩展过程的分界线仍不是很清楚^[19],本文中就以岩石的最大拉应力强度理论为判据作为岩石起裂的判据。由式(9)知道,随层裂长度 l 的增加上覆岩体根部截面的最大拉应力也显著增加,当该拉应力 σ 大于岩体的抗拉强度 σ_t 时,可以认为上覆岩体根部的下部被拉断,此时对应的层裂长度 l 即为极限层裂长度 l_c 。

由式(10)可以得到,软弱层爆破极限层裂长度 $l_c = \sqrt{\sigma_t/3}b/p$,其中 p 由式(11)确定。

3 爆破载荷下软弱顺倾边坡岩体的稳定性分析

3.1 稳定性分析方法

上覆岩体和软弱层之间被气体楔入上抬后,如果层裂长度未达到极限层裂长度 l_c ,上覆岩体根部截面的最大拉应力 σ 小于抗拉强度 σ_t 时,则岩体根部将没有裂纹产生,只是岩体层间软弱层的力学性态有些弱化。如果在层裂范围内,边坡岩体中存在垂直向的贯通裂隙,一旦爆破层裂造成边坡的下滑力大于抗滑力,爆破过程中边坡就会形成局部滑落;如果是非贯通的垂直裂隙(不论是否位于层裂范围内),当下滑力大于抗滑力,且他们的差值大于岩石抗拉强度时,非贯通的垂直裂隙就会在爆破后渐进破坏、贯通,最终导致边坡失稳滑落。

如果上覆岩体没有被拉断,则上覆岩体在层裂范围内受气体压力,而不受摩擦力(岩体和气体的摩擦可以忽略不计)和粘结力,层裂范围外则不受气体压力,受有摩擦力和粘结力,如图2(a)所示。作为初步计算,可以假设各力的作用点都在质心处,由于岩体层理面在法线方向上无运动,故该方向受力满足平衡方程

$$pl + N - G\cos\theta = 0$$

抗滑力 $F = N\tan\varphi + cl' = (G\cos\theta - pl)\tan\varphi + cl'$ (l' 为未层裂的潜在滑动岩体的长度),下滑力 $S = G\sin\theta$ 。则爆破层裂长度为 l 时边坡的安全系数

$$k = \frac{F}{S} = \frac{\tan\varphi(G\cos\theta - pl) + cl'}{G\sin\theta} \quad (13)$$

式中: c 为层间的粘聚力, φ 为内摩擦角。

如果上覆岩体被完全拉断,则需要对两部分岩体分别做稳定性分析,如图2(b)所示。被拉断的下部岩体不受摩擦力和粘结力,合力朝下明显处于不稳定状态。被拉断的上部岩体的稳定性分析方法同上覆岩体没有被拉断的情况,不过此时的 l 为实测的层裂长度减去由式(10)计算得到的极限层裂长度 l_c 的差值。

如果上覆岩体被部分拉断,在稳定性分析时还应考虑在重力作用下裂纹是否能继续扩展,是否会发生牵引滑坡。但从本文的假设知道这种情况不存在。

在进行稳定性分析时,还应注意 p 应小于岩石的抗压强度,否则形成压碎性破坏,这与抵抗线一侧

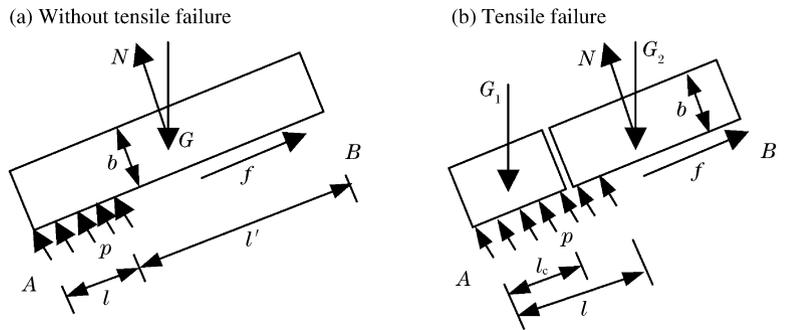


图2 潜在滑体的受力图

Fig. 2 Sketches of the potential slip body

岩体破碎有关。

需要说明的是,本文中提到的岩石的抗拉强度均指爆破载荷作用下的动态抗拉强度。但是,岩石的动态抗拉强度的确定一直是一个难题,研究者普遍认为动态抗拉强度随着应变率的提高而显著增大,但是具体值仍很少确定,文献[17]认为岩石的动态拉伸强度约为 265.6~315.3 MPa,文献[20]则提出了岩石的动态起始开裂强度为 150 MPa,还有不少资料的研究表明动态抗拉强度为静态抗拉强度的 5~7 倍。由于缺少白云质石灰岩和石灰岩在爆破载荷下的动态拉伸强度,本文参考文献[12,17,20]的结论,取其动态抗拉强度为 160 MPa。

3.2 应用实例与分析

实例 1

工程条件与现象:渝怀铁路 DK377+400~DK377+620 工点的边坡为厚层~巨厚层状(块状)白云质灰岩,坡内层面紧闭而粗糙,层理倾角为 $15^{\circ}\sim 35^{\circ}$,为典型的顺层硬岩边坡。潜在滑移层表面距坡顶 4.9 m,上覆岩体重度为 26.0 KN/m^3 ,弹性模量为 52 GPa。软弱夹层天然状态下的力学参数为: $c=40\text{ kPa}$, $\varphi=22^{\circ}$ 。清方爆破试验中,炮孔直径 $\Phi=100\text{ mm}$, $Q=36\text{ kg}$,乳化炸药的装药密度 $\rho=1\ 000\text{ kg/m}^3$,爆轰速度 $D=3.8\text{ km/s}$,在爆破中塌落。

取爆腔半径 $R=20r$,按照式(10)可以计算得到极限长度 $l_c=31.1\text{ m}$,而实测的岩体层裂范围为 14.76 m,按式(12)作用于悬臂梁上的压力 $p=1.266\text{ MPa}$,所以可以知道上覆岩体没有被拉坏,也没有被压坏。由式(13)可以得到天然状态下爆破层裂长度 $l=14.76\text{ m}$ 时边坡的安全系数 $k=-0.34<0$,一般情况下 $k>0$,从式(13)可以看出 $k<0$ 是由于爆轰气体的压力大于岩体重力垂直于坡面的分量,不存在正压力进而不存在摩擦力的缘故。故上覆岩体在爆破过程中处于不稳定而整体下滑。

在现场爆破施工时,上覆岩体在爆破过程中有时整体下滑,有时边坡会从距炮孔 5~10 m 的地方发生失稳塌落。这是由于上覆岩体某些位置存在铅垂裂隙,在爆轰气体作用下很容易产生应力集中使裂隙继续扩展,从而使边坡继续发生拉裂塌落,而在计算时未考虑这些铅垂裂隙影响的缘故。总之,利用该准静态模型进行边坡稳定性分析的结果与实际情况相符,也与文献[14]中考虑爆破层裂影响和爆破振动效应影响时的结果比较吻合。

若不考虑爆破层裂效应,用极限平衡法得到边坡在天然状态下的稳定系数 $k=1.36$,若考虑振动效应, $k=1.1$,这都表明边坡是稳定的,而实际上在爆破过程中就已经不稳定下滑了,从这里也说明爆破层裂效应将极大地削弱边坡的自稳能力,所以考虑层裂效应在稳定性分析中具有非常重要的意义。

实例 2

工程条件与现象:某水泥厂西采区为顺层边坡,倾角 $27^{\circ}\sim 31^{\circ}$,上段厚层块状灰岩构成,垂直厚度 30~40 m,灰岩之下存在已泥化的泥质粉屑灰岩软弱夹层。深孔爆破的炮孔直径 $\Phi=150\text{ mm}$,岩石铵梯炸药量 $Q=100\text{ kg}$,装药密度 $\rho=950\text{ kg/m}^3$,爆轰速度 $D=3.5\text{ km/s}$,在爆破后边坡稳定未出现滑坡现象,但是在连续 3 d 小雨后,上方坡体突然下滑而发生滑坡事故。计算时取边坡长度为 350 m,上层灰岩厚度为 30 m,密度为 $2\ 680\text{ kg/m}^3$ 。软弱夹层天然状态下 $c=0.09\text{ MPa}$, $\varphi=33.4^{\circ}$,饱水状态 $c=0\text{ MPa}$, $\varphi=25.2^{\circ}$ 。

取爆腔半径 $R=30r$,按照式(10)可以得出,极限层裂范围 $l_c=171\text{ m}$,而没有此条件下的岩体层裂范围的试验数据,由以往类似深孔爆破实测值^[15-16]拟合得到岩体层裂范围约 35 m,所以上覆岩体下部并没有被拉裂。

爆破层裂长度 $l=35\text{ m}$ 时,边坡的坡度从 27° 增加到 31° 的过程中,按照式(13)可以得到天然状态下安全系数从 1.25 减小到 1.06;饱水状态下安全系数从 0.73 减小到 0.61。

计算结果表明在天然状态下安全系数大于 1,所以边坡稳定。爆破后水沿层裂缝渗入,降低了抗滑力,软弱层充分进水达到饱水状态,边坡安全系数小于 1 而变得不稳定,当下滑力与抗滑力的差值逐渐达到大于岩石抗拉强度的条件时,形成牵引式滑坡事故,这也正是该厂滑坡事故发生的原因。从该实例可以看出爆破的层裂效应,使层间的力学性态发生弱化会显著改变边坡的稳定性,特别是在饱水状态下

对边坡稳定尤为不利。

从上面两个实例可以看出,该准静态模型可以解释渝怀线和某水泥厂顺层边坡的失稳,并从爆破原理上考虑了爆轰气体的扩散和楔入作用,综合考虑了岩体软弱层的层裂、推移和上覆岩体的上抬等因素,较以往边坡稳定性分析更进一步。

4 结论和讨论

(1) 应用爆炸力学理论建立了深孔爆破过程中边坡岩体的准静态力学模型,沟通了爆破荷载同边坡稳定的关系,提出了一条分析顺倾岩质边坡的爆破动力稳定性的新途径;(2) 推得了爆炸作用下边坡潜在滑体动力稳定系数同装药参数、岩体力学参数和边坡几何尺寸的定量关系;(3) 得到了在软弱夹层内形成爆腔后的准静态压力和软弱层临界层裂长度计算公式;(4) 将本文中提出的准静态力学模型应用于两个典型顺倾岩质边坡的爆破动力稳定分析,得到了与工程实际相符合的计算结果,从爆破原理上综合考虑了爆轰气体的扩散和楔入作用等因素,较以往边坡稳定性分析更进一步。

另外,爆轰气体楔入爆腔后究竟会使层间内聚力和内摩擦角折减多少仍不清楚,这将另文研究,因此本文没有对扰动区和未扰动的内聚力和内摩擦角加以区分。

参考文献:

- [1] Newmark N M. Effective of earthquake on dams and embankments[J]. Geotechnique, 1965,15(20):139-159.
- [2] 张永哲. 岩质高边坡开挖爆破动力稳定分析[J]. 工程爆破, 1996,2(4):31-38.
ZHANG Yong-zhe. Dynamic stability analysis on blasting excavation of rock high-slope[J]. Engineering Blasting, 1996,2(4):31-38.
- [3] Oriard L L. Influence of blasting on slope stability[C]//3rd International Conference on Stability in Surface Mining, Vancouver, Canada, 1981.
- [4] 刘恭忍,王克成,刘云贺. 高边坡开挖爆破动力稳定分析方法研究[J]. 西安理工大学学报, 1997,13(4):308-313.
LIU Gong-ren, WANG Ke-cheng, LIU Yun-he. A study of analytical method of dynamic stability of high slope in blasting excavation[J]. Journal of Xi'an University of Technology, 1997,13(4):308-313.
- [5] 徐艳杰,张楚汉,王光纶,等. 三峡高边坡的爆破荷载确定及动力稳定分析[J]. 水利水电技术, 1999(5):29-31.
- [6] 阎坤,张云. 岩质高边坡爆破动力稳定分析方法研究[J]. 水力发电, 1996(8):27-29.
- [7] 卢文波,赖世骧,朱传云. 岩石高边坡爆破震动动力稳定分析[J]. 矿冶工程, 1996,16(1):3-7.
LU Wen-bo, LAI Shi-xiang, ZHU Chuan-yun. Analysis of the dynamic stability of rock slopes under blasting vibration conditions[J]. Mining and Metallurgic Engineering, 1996,16(1):3-7.
- [8] 刘汉龙,费康,高玉峰. 边坡地震稳定性时程分析方法[J]. 岩土力学, 2003,24(4):553-556.
LIU Han-long, FEI Kang, GAO Yu-feng. Time history analysis method of slope seismic stability[J]. Rock and Soil Mechanics, 2003,24(4):553-556.
- [9] 陈玲玲,陈敏中,钱胜国. 岩质陡高边坡地震动力稳定分析[J]. 长江科学院院报, 2004,21(1):33-35.
CHEN Ling-ling, CHEN Min-zhong, QIAN Sheng-guo. Stability analysis of high-steep rocky slope under earthquake loads[J]. Journal of Yangtze River Scientific Research Institute, 2004,21(1):33-35.
- [10] 吴兆营,薄景山,刘红帅,等. 岩体边坡地震稳定性动安全系数分析方法[J]. 防灾减灾工程学报, 2004,24(3):237-241.
WU Zhao-ying, BO Jing-shan, LIU Hong-shuai, et al. A method for evaluating dynamic safety factor rock slope seismic stability analysis[J]. Journal of Disaster Prevention and Mitigation Engineering, 2004,24(3):237-241.
- [11] 张菊明,王思敬. 层状边坡岩体滑动稳定的三维动力学分析[J]. 工程地质学报, 1994,2(3):1-12.
ZHANG Ju-ming, WANG Si-jing. 3-D dynamic sliding on the analysis of rock layered rock slope[J]. Journal of Engineering Geology, 1994,2(3):1-12.
- [12] 李翼祺,马素贞. 爆炸力学[M]. 北京:科学出版社, 1992:419.
- [13] 吴青山,张继春,曹孝君,等. 顺层路堑边坡岩体爆破的层裂效应实验研究[J]. 中国铁道科学, 2004,25(3):50-54.
WU Qing-shan, ZHANG Ji-chun, CAO Xiao-jun, et al. Test and study of lamination effect caused by blasting of

- cutting slope in layered rock masses[J]. *China Railway Science*, 2004,25(3):50-54.
- [14] 郭学彬,张继春,刘泉,等. 爆破振动对顺层岩质边坡稳定性的影响[J]. *矿业研究与开发*, 2006,26(2):77-81.
GUO Xue-bin, ZHANG Ji-chun, LIU Quan, et al. Influence of blasting vibration on stability of bedding rock slope[J]. *Mining Research and Development*, 2006,26(2):77-81.
- [15] 罗勇,沈兆武. 钻孔爆破中炮孔堵塞效果及堵塞长度的研究[J]. *力学与实践*, 2006,28(2):48-52.
LUO Yong, SHEN Zhao-wu. Investigation on length of stemming material and its effect in hole-charged blasting [J]. *Mechanics in Engineering*, 2006,28(2):48-52.
- [16] 陆文,张志呈. 钻孔爆破中炮孔堵塞作用机理研究[J]. *爆破*, 2001,18(1):16-18.
LU Wen, ZHANG Zhi-cheng. Study on stemming function of borehole explosion[J]. *Blasting*, 2001,18(1):16-18.
- [17] 陈登平,王永刚,贺红亮,等. 强角闪石化橄榄二辉岩的动态拉伸强度实验研究[J]. *爆炸与冲击*, 2005,25(6):559-563.
CHEN Deng-ping, WANG Yong-gang, HE Hong-liang, et al. Dynamic tensile strength of amphibolized olivine websterite(AOW) rock[J]. *Explosion and Shock Waves*, 2005,25(6):559-563.
- [18] 亨利奇. 爆炸动力学及其应用[M]. 熊建国,译. 北京:科学出版社,1987:63,240.
- [19] 谢和平,陈忠辉. 岩石力学[M]. 北京:科学出版社,2004:183.
- [20] 戴俊. 岩石动力学特性与爆破理论[M]. 北京:冶金工业出版社,2002.

Applied study on a quasi-static mechanical model for lamination of weak intercalation in layered rock slope caused by blasting

SONG Xiao-lin^{1*}, ZHANG Ji-chun¹, GUO Xue-bin², XIAO Zheng-xue²

(1. *School of Civil Engineering, Southwest Jiaotong University, Chengdu 610031, Sichuan, China;*

2. *School of Environmental Engineering, Southwest University of Science and Technology, Mianyang 621002, Sichuan, China)*

Abstract: Aimed at the stability analysis of layered rock slope affected by the erosion, impulse, and compaction of the weak intercalation caused by blasting, and applied on the theory that blasting gas is isoentropy adiabatic expansion in the lamination cracks and charge hole, the quasi-static mechanical model for the lamination of weak intercalation in layered rock slope was established during the deep-hole blasting. The explicit expressions of the quasi-static pressure in the blasting cavum and the critical lamination length of the weak intercalation were deduced. Through the study on the raise effect of the rock mass caused by the blasting gas wedging into the weak intercalation, the quantitative relationship between the stability factor of the latency slip and the parameters of charge, the mechanics parameters of the rock and the geometry size of the slope was obtained. The blasting dynamic stability of the two typical layered rock slopes was analyzed by using the quasi-static mechanical model presented in this paper. Analyzed results are in agreement with the engineering practice.

Key words: mechanics of explosion; quasi-static mechanical model; rock mass blasting; layered slope; weak intercalation; stability

* Corresponding author: SONG Xiao-lin
E-mail address: sxlin_2000@163.com
Telephone: 86-28-86466504