

GRADO EN INGENIERIA Y TECNOLOGIA DE  
MINAS

# TRABAJO FIN DE GRADO

*TUNEL CARRETERO EN LA N-625.  
(CORIGOS-ASTURIAS)*

*ANEJO 5- TALUDES Y EMBOQUILLE*

**Alumno/Alumna:** MILAGROS, LOPEZ, ENRIQUE

**Director/Directora (1):** GALLO, LAYA, JAVIER

**Curso:** 2017-2018

**Fecha:** 15-02-2018



## Anejo Taludes y Emboquille

## Tabla de contenido

1	Objeto del presente Anejo .....	10
2	Emboquille .....	12
2.1	Situación de los Emboquilles .....	12
2.2	Cobertera Necesaria .....	12
2.3	Calculo Estabilidad Taludes .....	12
2.3.1	Talud Sur .....	13
2.3.1.1	Rotura Planar .....	13
2.3.1.1.1	Condiciones de rotura plana .....	13
2.3.1.1.2	Factor de seguridad del talud natural .....	15
2.3.1.1.3	Comprobación mediante “Plane Failure Analysis Module” .....	20
2.3.1.1.4	Refuerzo ante Rotura planar .....	22
2.3.1.2	Rotura por Cuña .....	24
2.3.1.2.1	Cálculos Rotura por Cuña Programa Swedge .....	26
2.3.1.2.1.1	Estudio Probabilístico Swedge .....	26
2.3.1.2.1.2	Estudio Determinístico Swedge .....	34
2.3.1.2.2	Cálculos Mediante Wedge Failure Analysis Module .....	34
2.3.1.3	Rotura Circular .....	35
2.3.1.3.1	Métodos de Calculo .....	36
2.3.1.3.1.1	Ábacos de Hoek y Bray .....	36
2.3.1.3.1.2	Calculo mediante Slide .....	41
2.3.2	Talud Norte .....	43
2.3.2.1	Rotura Planar .....	43
2.3.2.1.1	Factor de Seguridad del Talud Natural .....	43
2.3.2.1.2	Comprobación Mediante “Plane Failure Analysis Module” .....	48

2.3.2.1.3	Refuerzo ante Rotura planar .....	50
2.3.2.2	Rotura por Cuña.....	52
2.3.2.2.1	Cálculos Rotura por Cuña Programa Swedge .....	52
2.3.2.2.1.1	Estudio Probabilístico Swedge .....	52
2.3.2.2.1.2	Bulonado para Mejorar Factor de Seguridad Rotura Cuña .....	55
2.3.2.2.1.3	Estudio Determinístico Swedge.....	58
2.3.2.2.2	Cálculos Mediante Wedge Failure Analysis Module .....	58
2.3.2.3	Rotura Circular.....	59
2.3.2.3.1	Métodos de Calculo .....	59
2.3.2.3.1.1	Ábacos de Hoek y Bray .....	59
2.3.2.3.1.2	Calculo mediante Slide .....	62
2.3.3	Desprendimientos.....	64
2.3.3.1	Sistema de mallas.....	64
2.3.3.2	Hormigón Proyectado .....	65
2.3.3.3	Muro de contención .....	66
2.4	Drenaje .....	66
2.4.1	Calculo de la cuneta de drenaje.....	67
3	Movimientos de Tierras .....	70
3.1	Talud Emboquille Norte:.....	70
3.2	Talud Emboquille Sur .....	71
4	Conclusiones .....	74
4.1	Talud Sur .....	74
4.2	Talud Norte .....	75
5	Datos Obtenidos por los Programas Utilizados.....	76
5.1	Talud Sur.....	76

5.1.1	Rotura Planar.....	76
5.1.1.1	Plane Failure Analysis Module.....	76
5.1.2	Rotura Cuña.....	77
5.1.2.1	Programa Swedge.....	77
5.1.2.1.1	Análisis Probabilístico.....	77
5.1.2.1.2	Análisis Determinístico.....	80
5.1.2.2	Wedge Failure Analysis Module.....	82
5.1.3	Rotura Circular.....	83
5.1.3.1	Programa Slide.....	83
5.2	Talud Norte.....	85
5.2.1	Rotura Planar.....	85
5.2.1.1	Plane Failure Analysis Module.....	85
5.2.2	Rotura Cuña.....	86
5.2.2.1	Programa Swedge.....	86
5.2.2.1.1	Análisis Probabilístico.....	86
5.2.2.1.2	Análisis Determinístico.....	89
5.2.2.2	Wedge Analysis Module Análisis.....	91
5.2.3	Rotura Circular.....	93
5.2.3.1	Programa Slide.....	93



**Índice de Ilustraciones:**

Ilustración 1 Partes de un emboquille. Configuración básica o habitual. Taludes frontal y laterales (Ortuño Abad, L., Uriel, P&asociados S.A (1998))..... 10

Ilustración 2 Factores de seguridad atendiendo a las consecuencias del fallo del talud. Universidad Europea de Madrid..... 13

Ilustración 3 Condiciones para que exista rotura planar.Dirección General de Servicios Técnicos (Secretaria de Comunicaciones y Transportes México) ..... 14

Ilustración 4 Tipos más frecuentes de Rotura Planar. Dirección General de Servicios Técnicos (Secretaria de Comunicaciones y Transportes México)..... 15

Ilustración 5 Representación Geométrica del Talud Sur. Elaboración Propia ..... 16

Ilustración 6 Ilustración Esquemática para el cálculo del Factor de Seguridad. Elaboración Propia ..... 17

Ilustración 7 Esquema representativo del talud, con fuerza X representativa de la fuerza necesaria para mantener al talud estable. Elaboración Propia..... 19

Ilustración 8 Cálculos Programa Plane Failure Analysis Module. Elaboración Propia..... 20

Ilustración 9 Situación de rotura más probable.”Plane Failure Analysis Module”. Elaboración Propia ..... 21

Ilustración 10 Fuerza Estabilizadora Necesaria. Plane Failure Analysis Module. Elaboración Propia ..... 22

Ilustración 11 Parámetros de un talud idealizado, donde podemos observar que el ángulo de los bulones es medido respecto a la normal de la superficie de discontinuidad. .... 23

Ilustración 12 Angulo de entrada de los bulones respecto a la cara del talud. Elaboración Propia ..... 24

Ilustración 13 Vista de una cuña directa. Mecánica de Rocas. Universidad Politécnica de Madrid (Ricardo Laín Huerta)..... 25

Ilustración 14 Ejemplo de dos cuñas reales en una carretera. La cuña situada a la izquierda cayo al mismo tiempo de la realización de la obra por lo que el material deslizado fue retirado , mientras que la cuña de la derecha cayo más tarde, probablemente debido a un incremento de los niveles de agua , y el material deslizado no fue retirado , tal y como se observa. Foto: Ricardo Laín Huerta..... 25



Ilustración 15 Distribución Estadística de los Factores de Seguridad obtenidos .Representación de 500 Resultados. Elaboración Propia.....	29
Ilustración 16 Pesos Probabilísticos de la cuña. Elaboración Propia.....	31
Ilustración 17 Cuña con el menor factor de seguridad F.S=1.154.Elaboracion Propia .....	32
Ilustración 18 Cuña con el factor de seguridad medio F.S=1.955.Elaboracion Propia.....	32
Ilustración 19 Cuña con el mayor factor de seguridad F.S=3.69.Elaboracion Propia .....	33
Ilustración 20 Stereonet talud Sur. Elaboración Propia .....	33
Ilustración 21 Resultados obtenidos.Wedge Failure Analysis Module. Elaboración Propia...	35
Ilustración 22 Macizo de roca con distintos rumbos y buzamientos (muy fracturada).Universidad Europea de Madrid. ....	35
Ilustración 23 Diferentes superficies circulares de deslizamiento. (Jiménez Salas, J.A & Molina) .....	36
Ilustración 24 Distintas situaciones de la línea de saturación consideradas en los ábacos. Hoek y Bray 1981. ....	37
Ilustración 25 Rock Mass Rating System, (Bieniawski, 1989).....	38
Ilustración 26 Abaco N°1.Hoek y Bray 1981.....	40
Ilustración 27 Factor se seguridad mínimo global. Elaboración Propia. Programa Slide .....	42
Ilustración 28 Representación Geométrica del Talud Norte. Elaboración Propia .....	44
Ilustración 29 Ilustración Esquemática para el cálculo del Factor de Seguridad. Emboquille Norte. Elaboración Propia.....	45
Ilustración 30 Esquema representativo del talud, con fuerza X representativa de la fuerza necesaria para mantener al talud estable. Elaboración Propia.....	47
Ilustración 31 Cálculos Programa Plane Failure Analysis Module. Elaboración Propia.....	48
Ilustración 32 Situación de rotura más probable. Plane Failure Analysis Module”. Elaboración Propia .....	49
Ilustración 33 Fuerza Estabilizadora Necesaria. Plane Failure Analysis Module. Elaboración Propia .....	50
Ilustración 34 Parámetros de un talud idealizado, donde podemos observar que el ángulo de los bulones es medido respecto a la normal de la superficie de discontinuidad. ....	51
Ilustración 35 Angulo de entrada de los bulones respecto a la cara del talud. Talud Norte. Elaboración Propia .....	52



Ilustración 36 Distribución Estadística de los Factores de Seguridad obtenidos. Talud Norte. .Representación de 500 Resultados. Elaboración Propia .....	54
Ilustración 37 Factores de Seguridad después del Bulonado. Talud Norte. Elaboración Propia .....	57
Ilustración 38 Resultados obtenidos.Wedge Failure Analysis Module. Elaboración Propia...	59
Ilustración 39 Abaco N°1.Hoek y Bray 1981.....	61
Ilustración 40 Factor se seguridad mínimo global. Elaboración Propia. Talud Norte. Programa Slide.....	63
Ilustración 41 Sistemas de protección contra desprendimientos recomendaciones de la empresa Maccaferri. ....	65
Ilustración 42 Valores del coeficiente de rugosidad de Manning más usados. Manual de Carreteras. Luis Bañon Blázquez .....	68
Ilustración 43 Velocidades máximas para prevenir la erosion.Instrucción 5.2-I.C, 1990 .....	69
Ilustración 44 Área de una cuneta triangular. Manual de Carreteras. Luis Bañon Blázquez...	69
Ilustración 45 Perfiles para el cubicaje en el emboquille Norte. Elaboración Propia .....	70
Ilustración 46 Perfiles de cubicaje del talud sur. Elaboración Propia .....	72
Ilustración 47 Significado de los datos introducidos. Plane Failure Analysis Module.....	76
Ilustración 48 Datos Obtenidos. Elaboración Propia .....	77





**Índice de Tablas:**

Tabla 2-1 Comparativa Datos Obtenidos Manualmente y con Software. Elaboración Propia	22
Tabla 2-2 Comparativa Datos Obtenidos Manualmente y con Software. Elaboración Propia	50
Tabla 3-1 Volúmenes de movimientos de tierras necesarios en el emboquille Norte. Elaboración Propia .....	71
Tabla 4-1 Factores de seguridad obtenidos para el talud natural. Talud Sur-Elaboración Propia .....	74
Tabla 4-2 Factores de Seguridad Obtenidos tras la implementación de estabilidad. Talud Sur. Elaboración Propia .....	74
Tabla 4-3 Factores de seguridad obtenidos para el talud natural. Talud Norte. Elaboración Propia .....	75
Tabla 4-4 Factores de seguridad obtenidos tras las mejoras de estabilidad. Talud Norte. Elaboración propia .....	75



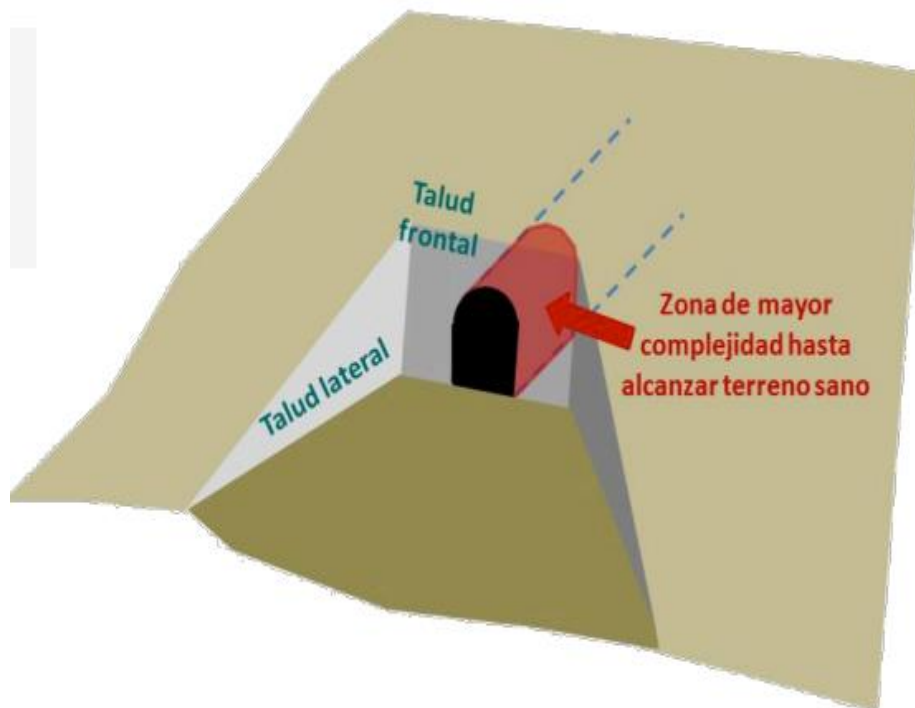
## 1 Objeto del presente Anejo

Los emboquilles son unas de las zonas más complejas en la construcción de un túnel, dado que constan de menor montera y en ellas, el macizo rocoso suele ser el de peor calidad debido a la meteorización.

Las dificultades irán ligadas por tanto a la estabilidad de los taludes de desmonte del emboquille, y a la propia estabilidad de la zona más externa del túnel.

En el emboquille se pueden distinguir las partes siguientes, si bien en determinados emboquilles únicamente se contara con un talud lateral:

- Talud frontal, talud o frente desde el que se excavara el túnel.
- Talud lateral, talud situado a un lado del talud frontal.



*Ilustración 1 Partes de un emboquille. Configuración básica o habitual. Taludes frontal y laterales (Ortuño Abad, L., Uriel, P&asociados S.A (1998))*

Se trata por tanto del primer paso de excavación, conllevando una inestabilización en la pendiente del terreno suprayacente, alterando el equilibrio que existiese inicialmente.



Funcionalidad del emboquille:

- Protección de la calzada, debe proteger la calzada de la posible caída de rocas y tierras, para lo cual el emboquille ha de ser estable y disponer de una estructura de protección.
- Integración Ambiental.
- Visibilidad, fundamental sobre todo a la salida del túnel.
- Funcionalidad durante la propia ejecución, posibilitando la excavación.



## **2 Emboquille**

### **2.1 Situación de los Emboquilles**

Para determinar la situación idónea de los emboquilles se han seguido básicamente tres criterios:

- Excavación limitada de la ladera, con el fin de reducir los taludes de excavación y posibilitar una restitución posterior respetuosa con el entorno en la medida de lo posible.
- Emboquillar en un punto que ofrezca una cobertera suficiente, de tal forma que el comienzo del túnel se de en materiales no afectados por la descompresión y la meteorización superficial del terreno.
- Evitar en la medida de lo posible la afección a la boca del túnel de accidentes tectónicos de importancia.

### **2.2 Cobertera Necesaria**

Para que se pueda realizar el comienzo del túnel subterráneo será necesario contar con una cierta cobertera sobre clave, para posibilitar el desarrollo de un arco autoportante del terreno.

Se ha fijado un mínimo para la cobertera de entre los 1.5 a 2 veces el diámetro del túnel, lo que nos dejaría una cobertera entre los:

$$17.25 < \text{cobertera} < 23 \text{ metros}$$

Teniendo en cuenta esto y que la orografía del terreno nos permite desarrollar esta altura de cobertera, se decide dar una cobertera al túnel de 23 metros.

### **2.3 Calculo Estabilidad Taludes**

Para el cálculo de la estabilidad de los taludes seguiremos uno de los procedimientos más utilizados, que consiste en elegir un coeficiente de seguridad adecuado en función de la finalidad de la excavación y del carácter temporal o definitivo del talud.

Para taludes permanentes suele adoptarse un coeficiente de seguridad mayor o igual a 1.5-2 (según la confianza que se tenga en los datos geotécnicos que intervendrán en los cálculos), en taludes temporales suele emplearse un factor de seguridad de 1.3.

En líneas generales prácticamente todas las normas establecen que el elemento analizado es estable si el factor de seguridad es mayor de 1.2-1.6.

Otro criterio en la elección del factor de seguridad se basa en las consecuencias que tendría el fallo del talud, estableciéndose:

Caso	Factor de Seguridad
Si puede ocurrir la pérdida de vidas humanas al fallar el talud	1.7
Si la falla puede producir la pérdida de más del 30% de la inversión de la obra específica o pérdidas consideradas importantes.	1.5
Si se pueden producir pérdidas económicas no muy importantes.	1.3
Si la falla del talud no causa daños.	1.2

*Ilustración 2 Factores de seguridad atendiendo a las consecuencias del fallo del talud. Universidad Europea de Madrid.*

El factor de seguridad se define como:

$$FS = \frac{\text{Fuerzas estabilizadoras}}{\text{Fuerzas desestabilizadoras}}$$

Una vez evaluado el factor de seguridad de la superficie supuesta, será necesario analizar otras superficies de rotura cinemáticamente posibles, hasta encontrar aquella que arroje el menor resultado del factor de seguridad, y esta será admitida como la superficie potencial de rotura más probable del talud.

Tendremos en cuenta tres tipos de rotura:

- Rotura Planar.
- Roturas por cuña.
- Roturas circulares.

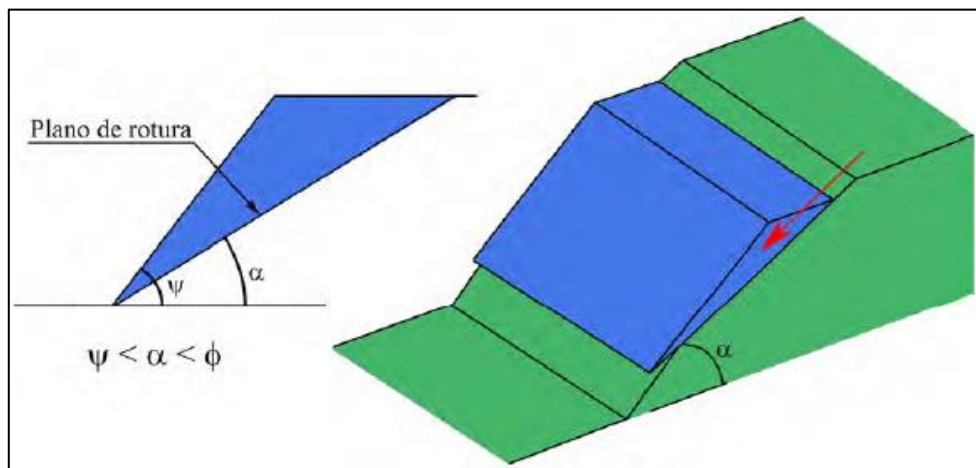
### **2.3.1 Talud Sur**

#### **2.3.1.1 Rotura Planar**

##### **2.3.1.1.1 Condiciones de rotura plana**

Para que exista una rotura plana se deben satisfacer las siguientes condiciones geométricas:

1. Presencia de discontinuidades buzando a favor del talud y con una dirección similar a la de este.
2. La discontinuidad debe de estar descalzada por el talud. Lo que significa que su buzamiento debe ser más pequeño que el de la cara del talud;  $\psi > \alpha$ , y además la fractura debe aflorar en la cara del talud.
3. Los contornos laterales del deslizamiento deben estar definidos por superficies débiles que proporcionan poca resistencia.



*Ilustración 3 Condiciones para que exista rotura planar. Dirección General de Servicios Técnicos (Secretaría de Comunicaciones y Transportes México)*

Las formas más comunes de rotura planar son las que se muestran a continuación:

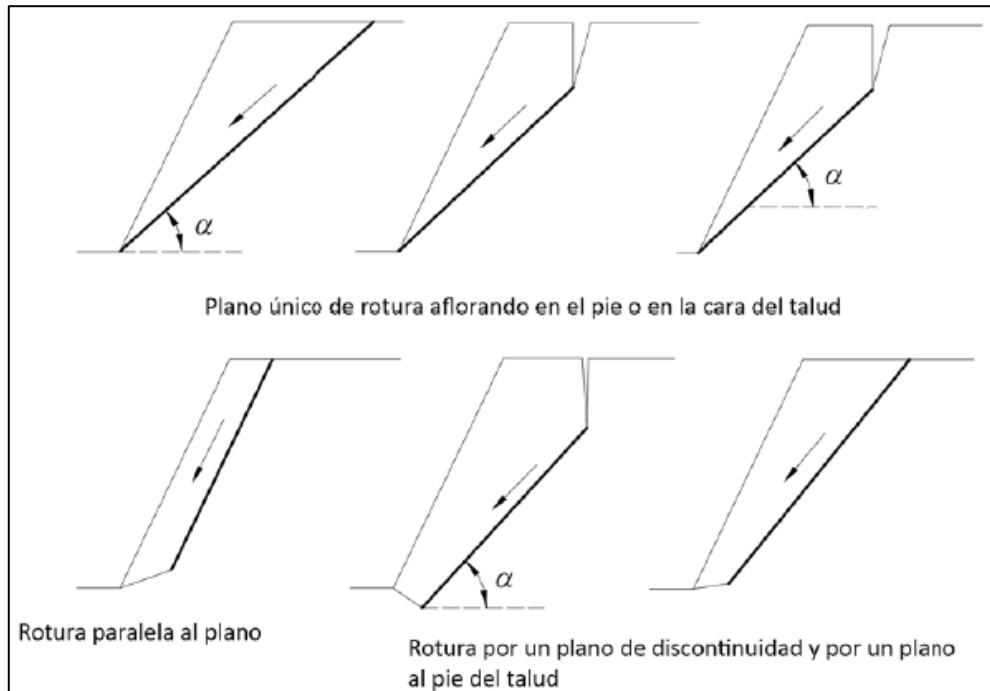


Ilustración 4 Tipos más frecuentes de Rotura Planar. Dirección General de Servicios Técnicos (Secretaría de Comunicaciones y Transportes México)

En el caso de la rotura planar en factor de seguridad se calcula como:

$$FS = \frac{c * L + N * \tan \phi}{F_d}$$

Donde:

- C, Cohesión efectiva en la superficie de deslizamiento.
- $\phi$ , Angulo de rozamiento interno en la superficie de deslizamiento.
- L, Longitud de la grieta.

### 2.3.1.1.2 Factor de seguridad del talud natural

En este emboquille se dimensionara un talud frontal de 70° y 23 metros de altura.

Los datos de partida para calcular la estabilidad del talud son:

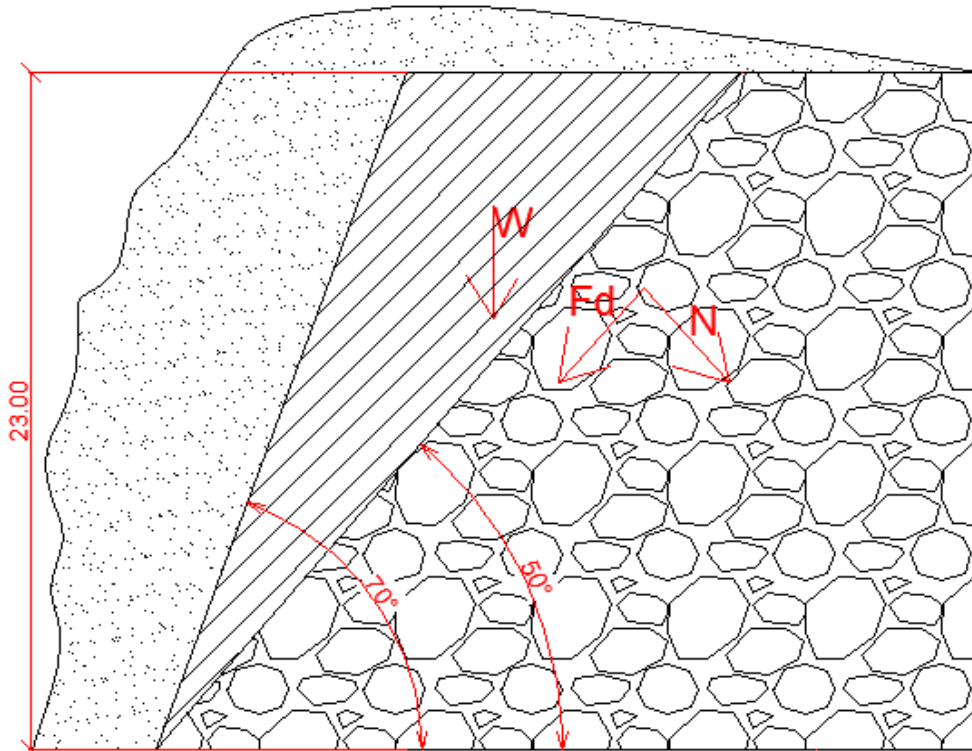
- Peso específico de la roca,  $\gamma = 27 \text{ kN/m}^3$ .
- Angulo de Rozamiento,  $\Phi = 35^\circ$ .
- Altura del talud,  $h = 23 \text{ m}$ .



- Angulo del Talud, 70°.
- Cohesión, 0. (Supondremos el caso más desfavorable)

Calcularemos el factor de seguridad que tiene el talud natural.

$$FS = \frac{c * L + N * \tan \phi}{F_d}$$



*Ilustración 5 Representación Geométrica del Talud Sur. Elaboración Propia*

Procederemos calculando las fuerzas N y Fd, representadas en el esquema anterior.

Dividiendo todas las fuerzas presentes según los ejes que imponemos en dirección de las fuerzas N y Fd, obtenemos:

$$\begin{cases} N = w * \cos 50 \\ F_d = W * \sin 50 \end{cases}$$

Calculamos W, que representa el peso de la cuña:

$$W = A * \gamma$$

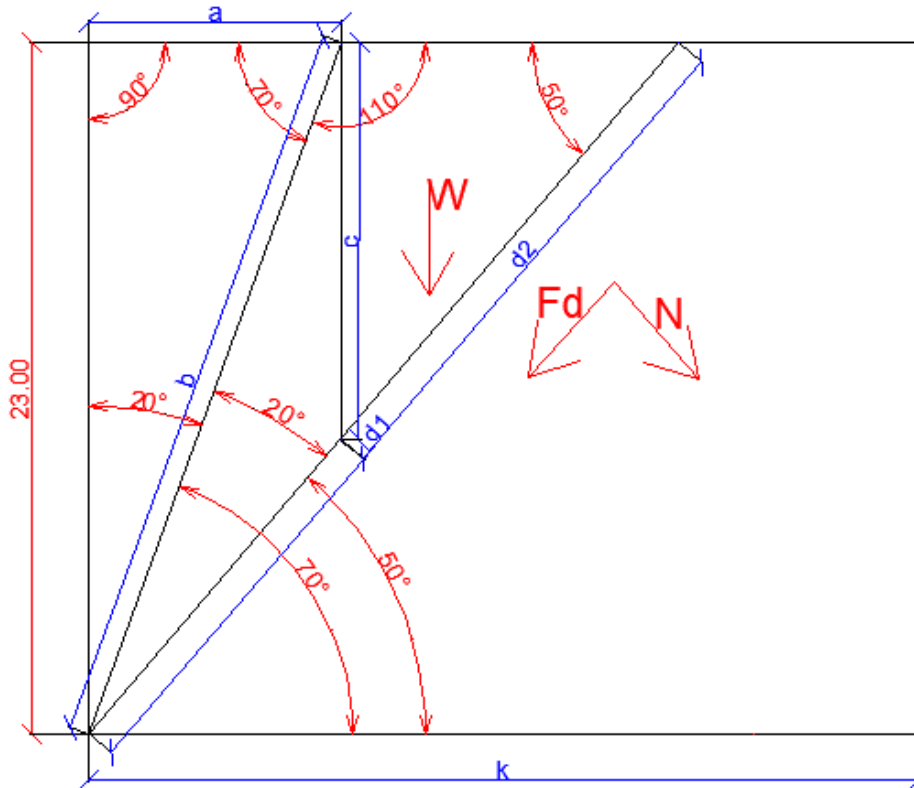


Ilustración 6 Ilustración Esquemática para el cálculo del Factor de Seguridad. Elaboración Propia

Procedemos a calcular todas las longitudes necesarias para calcular el peso de la cuña (marcadas con color azul en la ilustración anterior).

- A:

$$\tan 20 = \frac{a}{23} ; a = 8.371 \text{ m}$$

- B:

$$\cos 20 = \frac{23}{b} ; b = 24.476 \text{ m}$$

Aplicando el teorema del seno obtendremos el resto:

$$\frac{b}{\sin 140} = \frac{c}{\sin 20} = \frac{d_1}{\sin 20}$$

$$c = 13.023 \text{ m}$$

$$d_1 = 13.023 \text{ m}$$

- D<sub>2</sub>:

$$\sin 50 = \frac{c}{d_2} \quad ; \quad d_2 = 17 \text{ m.}$$

- K:

$$\cos 50 = \frac{k}{d_1 + d_2} \quad ; \quad k = 19.298 \text{ m.}$$

Por lo tanto el peso de la cuña, W, será el resultado de multiplicar el área de la cuña por el peso específico de la roca:

$$Area = (23 * 19.298) - \left[ \left( \frac{1}{2} * 8.371 * 23 \right) + \left( \frac{1}{2} * 23 * 19.298 \right) \right] = 125.66 \text{ m}^2$$

$$W = 125.66 * 1 * 27 = 3392.833 \text{ kN}$$

Nótese que hemos multiplicado por un 1, con lo que hemos obtenido el peso de cuña por metro de talud.

Por lo tanto las fuerzas existentes en el talud son:

$$N = W * \cos 50 = 3392.833 * \cos 50 = 2180.87 \text{ kN.}$$

$$F_d = W * \sin 50 = 3392.833 * \sin 50 = 2599.06 \text{ kN.}$$

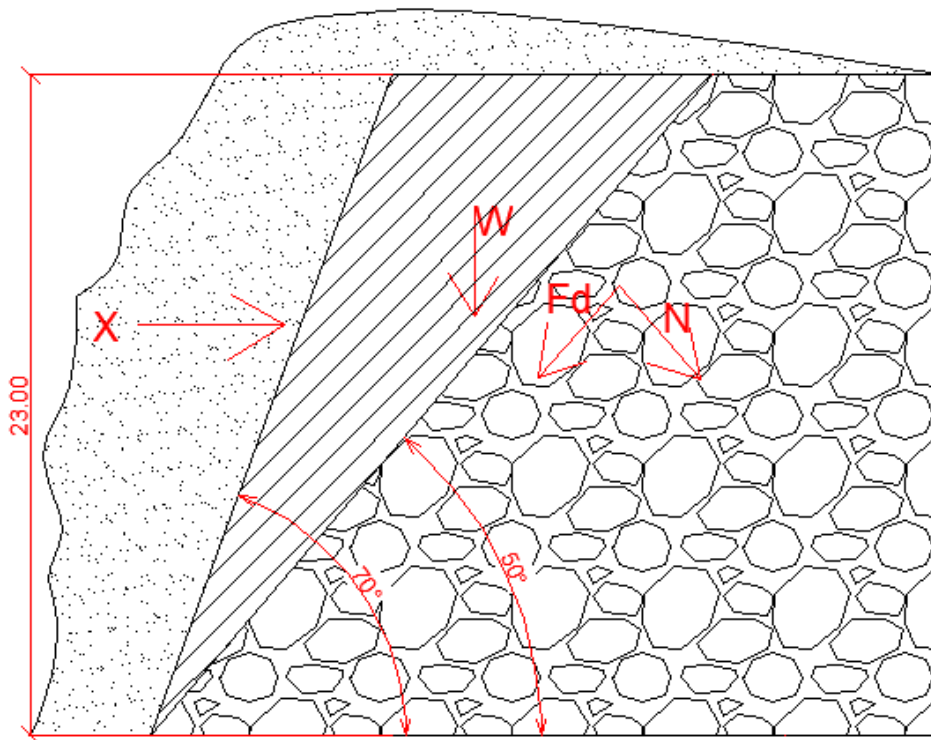
Con estos resultados podemos finalmente calcular el factor de seguridad del talud natural, siendo este:

$$FS = \frac{c * L + N * \tan \phi}{F_d}$$

$$FS = \frac{0 * 1 + 2180.871 * \tan 35}{2599.06} = 0.5875$$

Vemos que el talud tiene un factor de seguridad que nos indica que no posee una estabilidad propia que proporcione seguridad, entendiéndose esta como la estabilidad del talud, ni a corto ni a largo plazo.

Calculamos, para un factor de seguridad igual a 3, que fuerza sería necesaria para mantener el talud estable, esto es introduciendo una fuerza, X, que “empuje” el talud en dirección contraria a las fuerzas desestabilizadoras, tal y como se ve en la siguiente ilustración:



*Ilustración 7 Esquema representativo del talud, con fuerza X representativa de la fuerza necesaria para mantener al talud estable. Elaboración Propia.*

En esta situación el sumatorio de las fuerzas, en el sentido de los ejes impuestos es:

$$\begin{cases} N = (W * \cos 50) + (X * \sin 50) \\ F_d = (W * \sin 50) - (X * \cos 50) \end{cases}$$

Introduciendo esta relación en la ecuación para calcular el factor de seguridad, e igualándola al factor de seguridad de 3 que queremos conseguir obtenemos:

$$3 = \frac{(2180.871 + X * \sin 50) * \tan 35}{2599.06 - X * \cos 50}$$

$$X = 2544.07 \text{ kN.}$$

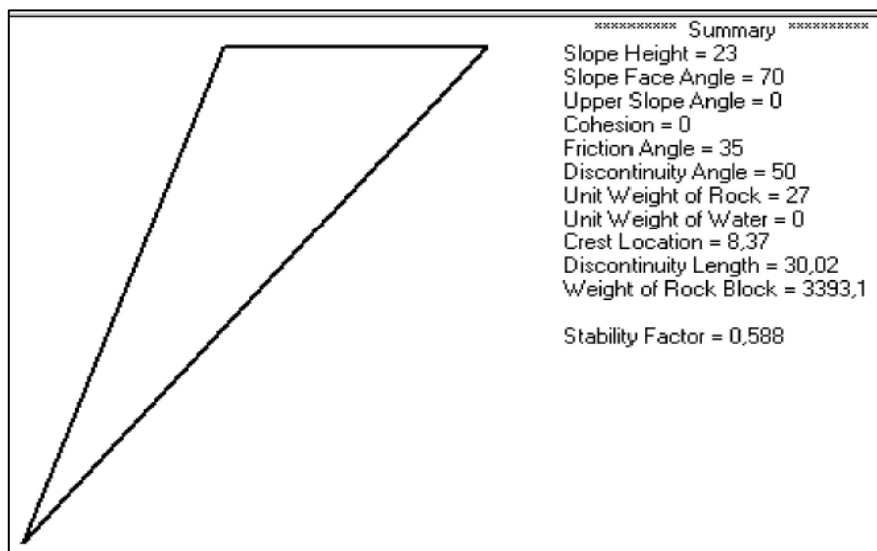
### **2.3.1.1.3 Comprobación mediante “Plane Failure Analysis Module”**

En este apartado realizaremos el mismo ejercicio llevado a cabo en el apartado anterior, resolviéndolo mediante el Programa “Plane Failure Analysis Module”, utilizado para calcular las roturas planares en taludes.

Este programa representa una modificación al estudio de las roturas planares realizado por Hoek and Bray (1981).

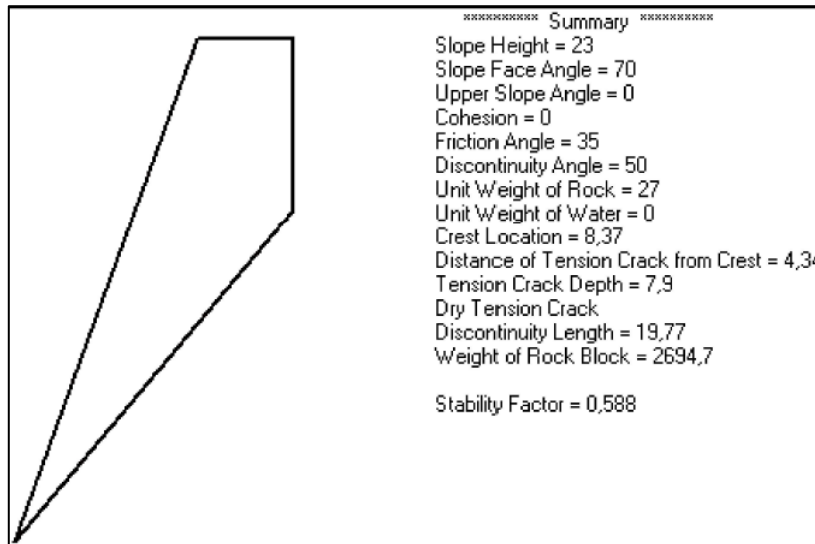
Datos del Software:

- Plane Failure Analysis Module. Version 2.1



*Ilustración 8 Cálculos Programa Plane Failure Analysis Module. Elaboración Propia*

Con el programa podemos calcular donde será más probable que se produzca la rotura:



*Ilustración 9 Situación de rotura más probable. "Plane Failure Analysis Module". Elaboración Propia*

Con lo que obtenemos que el punto más probable de rotura, se sitúa a 4.34 metros de la zona superior del talud.

Comprobamos que los datos de la fuerza necesaria para obtener un factor de seguridad igual a 3 calculados manualmente son correctos.

El software arroja los siguientes resultados:

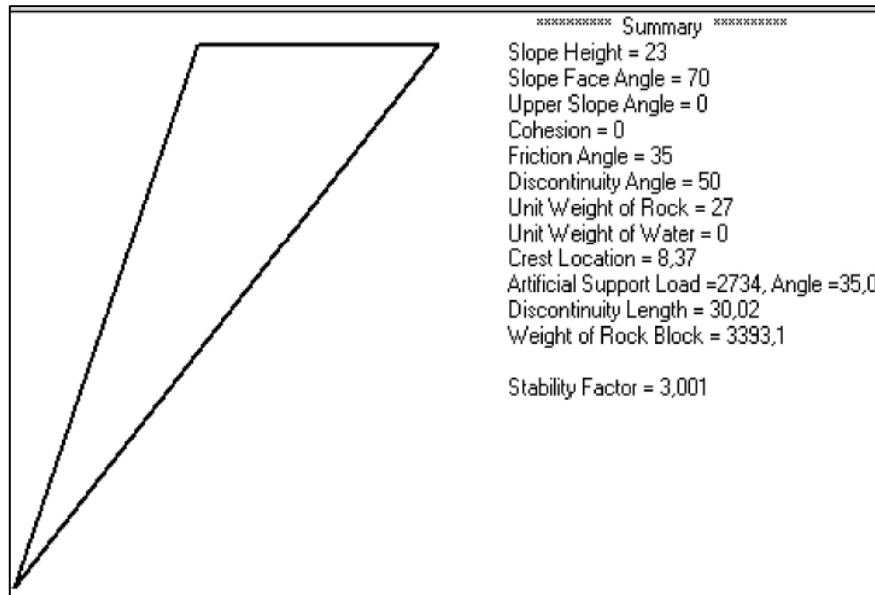


Ilustración 10 Fuerza Estabilizadora Necesaria. Plane Failure Analysis Module. Elaboración Propia

Se obtienen unos resultados muy similares a los obtenidos manualmente, obteniendo que sería necesario una fuerza artificial de soporte de 2734 kN con un ángulo de 35° respecto a la cara de la discontinuidad<sup>1</sup>.

Los datos obtenidos se corresponden con los calculados manualmente:

Resultados	Manuales	"Plane Failure Analysis Module"
F.S	0,5875	0,588
W(kN)	3392,833	3393,1
Long. Discontinuidad(m)	30,023	30,02
Fuerza Bulonado (kN)	2544,07	2734

Tabla 2-1 Comparativa Datos Obtenidos Manualmente y con Software. Elaboración Propia

#### 2.3.1.1.4 Refuerzo ante Rotura planar

Como se ha comentado en el apartado anterior, hará falta un empuje de 2734kN. para conseguir un factor de seguridad 3.

Para ello se utilizaran bulones de 200kN.

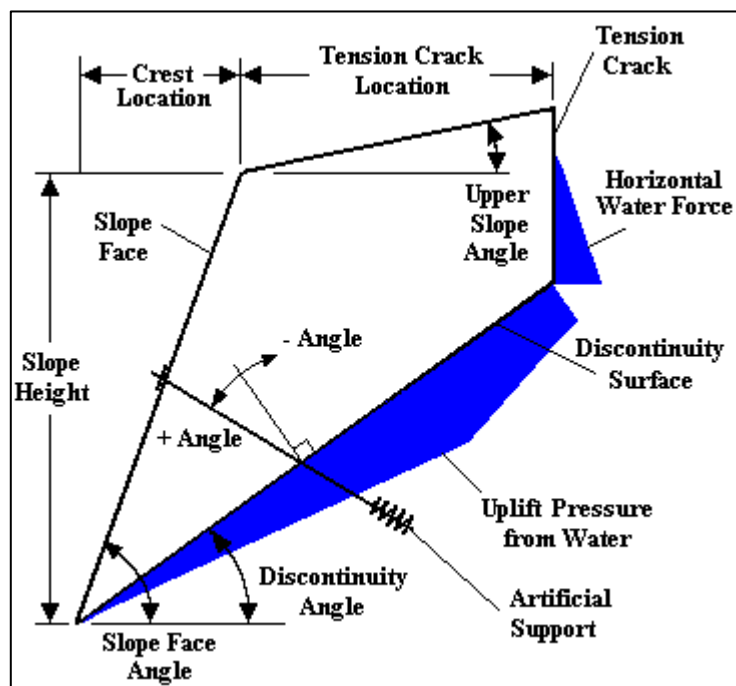
<sup>1</sup> Ver siguiente Punto.

El número de bulones necesario será de:

$$N^{\circ} \text{Bulones} = \frac{2734}{200} = 13.67 \cong 14 \text{ Bulones de } 200 \text{ kN.}$$

Por lo tanto será necesario colocar 14 bulones por cada metro de anchura del talud.

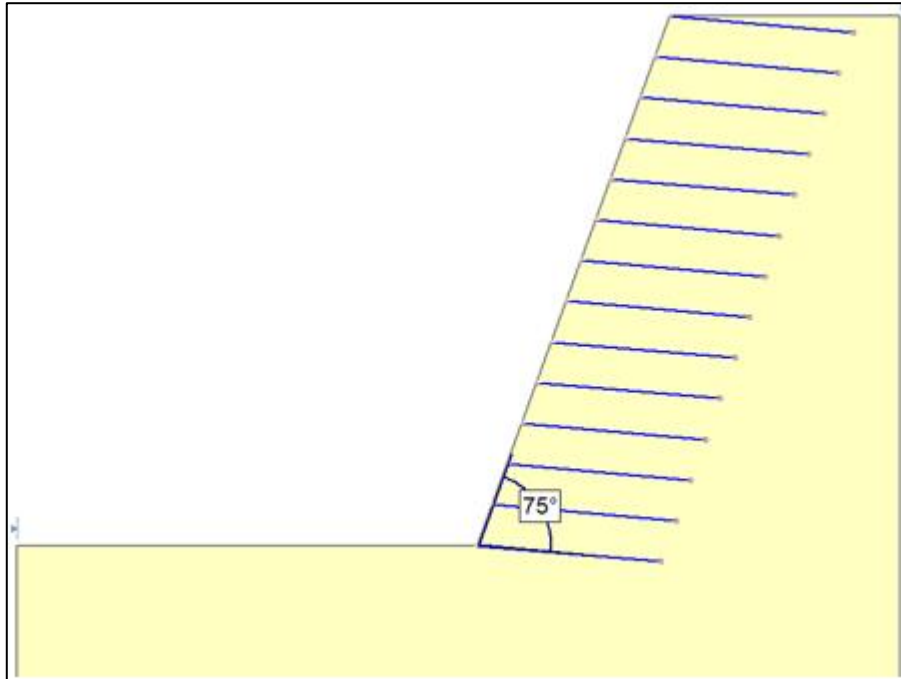
La mayor efectividad de los bulones se consigue colocándolos con una inclinación de  $35^{\circ}$  respecto a la normal de la cara de la superficie de discontinuidad como se puede ver en la siguiente imagen:



*Ilustración 11 Parámetros de un talud idealizado, donde podemos observar que el ángulo de los bulones es medido respecto a la normal de la superficie de discontinuidad.*

Por lo que el ángulo con el que habrá que introducir los bulones respecto a la cara del talud será de  $75^{\circ}$ , tal y como se muestra a continuación.





*Ilustración 12 Ángulo de entrada de los bulones respecto a la cara del talud. Elaboración Propia*

Por lo tanto el resumen del sostenimiento será el siguiente:

- 14 Bulones por metro de anchura de talud con una capacidad de anclaje de 200 kN.
- Separación de los bulones a lo largo de la cara del talud, 1.88 metros.
- Inclinación de los bulones respecto la cara del talud, 75°.

### **2.3.1.2 Rotura por Cuña**

En macizos rocosos puede darse la circunstancia de que dos familias de discontinuidades “aislen” volúmenes de roca capaces de deslizarse a lo largo de dos planos o de uno de ellos, formándose una cuña, típicamente tridimensional. Esta geometría no suele darse en suelos homogéneos por razones obvias.

Este tipo de deslizamientos se da generalmente en macizos rocosos resistentes, con discontinuidades bien marcadas siendo, sin duda, una de las más comunes en taludes excavados en roca, fácilmente observable en carreteras, canteras, minas a cielo abierto...etc.

Para que se produzca el deslizamiento de la cuña es necesario que la línea de intersección de los dos planos de discontinuidad tenga menor inclinación que el plano del talud, que aflore en este, y, además, que los planos que forman la cuña afloren en el terreno natural, como se observa en la siguiente ilustración esquemática, o que exista algún plano que individualice la cuña del resto del macizo rocoso.

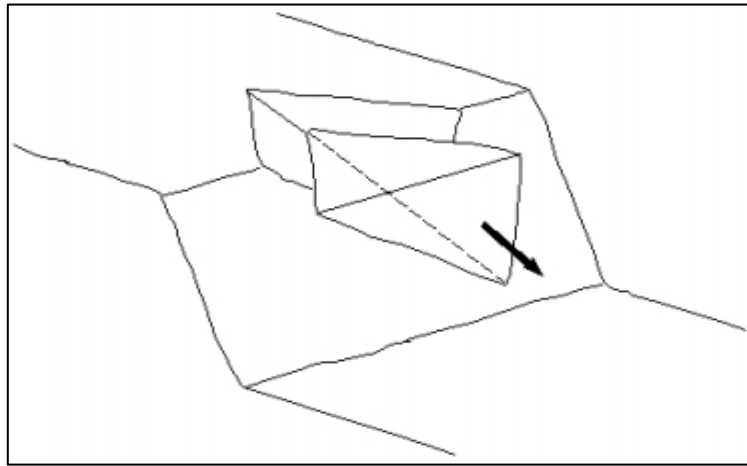


Ilustración 13 Vista de una cuña directa. *Mecánica de Rocas. Universidad Politécnica de Madrid (Ricardo Laín Huerta)*

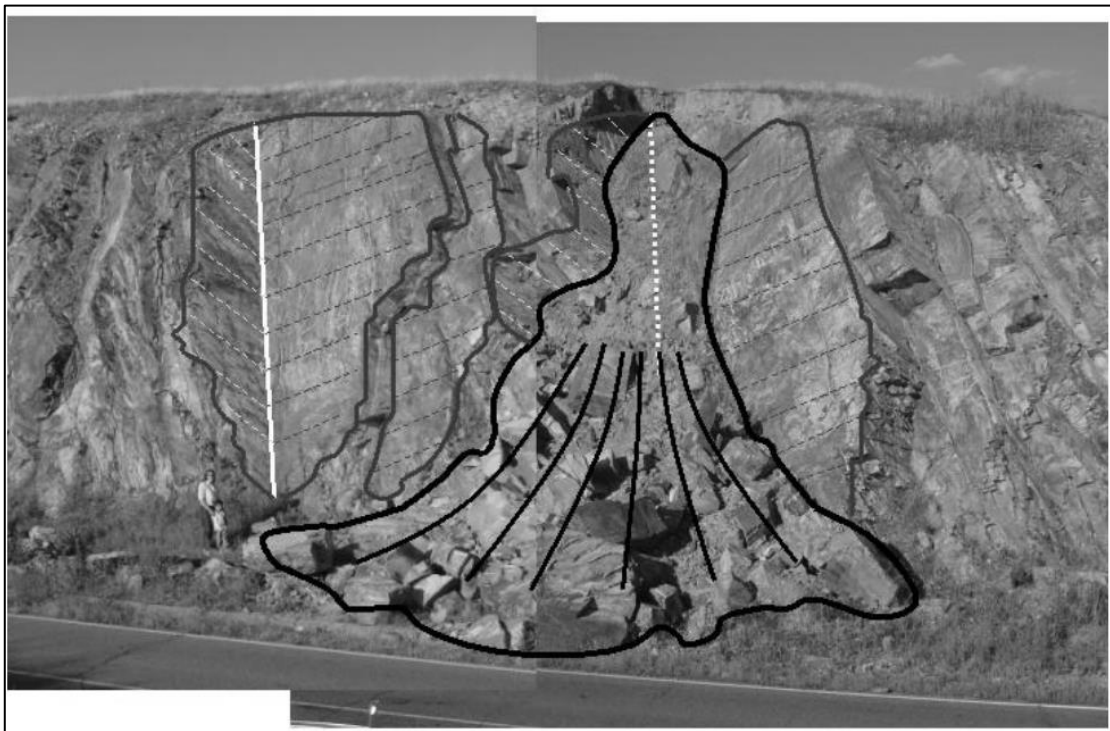


Ilustración 14 Ejemplo de dos cuñas reales en una carretera. La cuña situada a la izquierda cayó al mismo tiempo de la realización de la obra por lo que el material deslizado fue retirado, mientras que la cuña de la derecha cayó más tarde,

*probablemente debido a un incremento de los niveles de agua , y el material deslizado no fue retirado , tal y como se observa. Foto: Ricardo Laín Huerta*

Para el cálculo de este tipo de rotura se emplean los ábacos de Hoek y Bray (1977).

Nosotros utilizaremos el programa Swedge ya que este permite simular distintos escenarios para el caso de falla por cuña, en base a todas las combinaciones que pueden existir de distintos sets de discontinuidades, geometría del talud, parámetros de resistencia de la roca...etc.

#### **2.3.1.2.1 Cálculos Rotura por Cuña Programa Swedge**

Se utilizara el programa Swedge para determinar:

- Factor de Seguridad del Talud.
- Probabilidad de Rotura del talud.

El programa Swedge proporciona dos tipos de estudios, probabilísticos y deterministas.

Los métodos de análisis deterministas calculan el factor de seguridad de la cuña para aquellos casos en que los datos: orientación, buzamiento...etc. sean perfectamente conocidos.

En cambio en los métodos de análisis probabilísticos se introducen datos conocidos con otros que son tomados como variables probabilistas aleatorias, estos variables pueden ser:

- Buzamiento y rumbo de todos los planos (P.e: Familia de juntas, Cara de Talud...etc.).
- La resistencia, Cohesión y Angulo de fricción de las familias de juntas.

Con ello y a través de una distribución estadística Normal o Gaussiana el programa nos arrojará el factor de seguridad más probable junto a la probabilidad de rotura del talud, como veremos en los puntos siguientes.

Se elige una distribución estadística Normal o Gaussiana ya que es la función de distribución probabilística más común y la más extendida para realizar estudios probabilísticos en la ingeniería geotécnica.

De todas formas, también se llevara a cabo un estudio determinístico, que finalmente nos dará el mismo resultado que el probabilístico, como veremos a continuación.

##### **2.3.1.2.1.1 Estudio Probabilístico Swedge**

Como datos de entrada al programa se han tomado.



- VARIABLES FIJAS:
  - Cohesión para todas las juntas, 0 t/m<sup>2</sup>.
  - Angulo de fricción, 27°.
  - Altura de Talud, 23 m.
  - Peso Específico, 2.7 t/m<sup>3</sup>.
  - Inclinación Talud, 70°.
  - Buzamiento, 185°.
  - Estado del Talud Seco.
- VARIABLES ALEATORIAS:
  - Familia de Juntas 1:
    - Buzamiento, 45°±10.
    - Rumbo, 105° ±15.
  - Familia de Juntas 2:
    - Buzamiento 70°±10.
    - Rumbo 250°±15.
- Tamaño del estudio:
  - 10000 Muestras mediante el método de Monte Carlo.

Como vemos en las variables aleatorias, se introduce en el programa una posible variabilidad de los datos obtenidos en el estudio geotécnico, calculándonos el programa todos los posibles resultados, no solo de los datos extrapolados del estudio geotécnico, sino también añadiéndoles una posible variabilidad de 10° en el buzamiento y de 15° en el rumbo medidos en el estudio geotécnico. Así conseguiremos ampliar el estudio a posibles desviaciones ocurridas durante la toma de datos.

Una vez introducidos los datos obtenemos el resultado de mayor interés en un Análisis probabilístico, esto es la Probabilidad de Fallo.

Obtenemos una probabilidad de fallo de cero.

$$P.F = 0$$



Este resultado se debe interpretar como que de todas las posibles cuñas calculadas por el programa ninguna de ellas a tenia un factor de seguridad menor que uno.

En el siguiente histograma se representan 500 de los 10000 cálculos efectuados por el programa y representa la distribución del factor de seguridad para todas las cuñas validas generadas por el muestreo Monte Carlo.

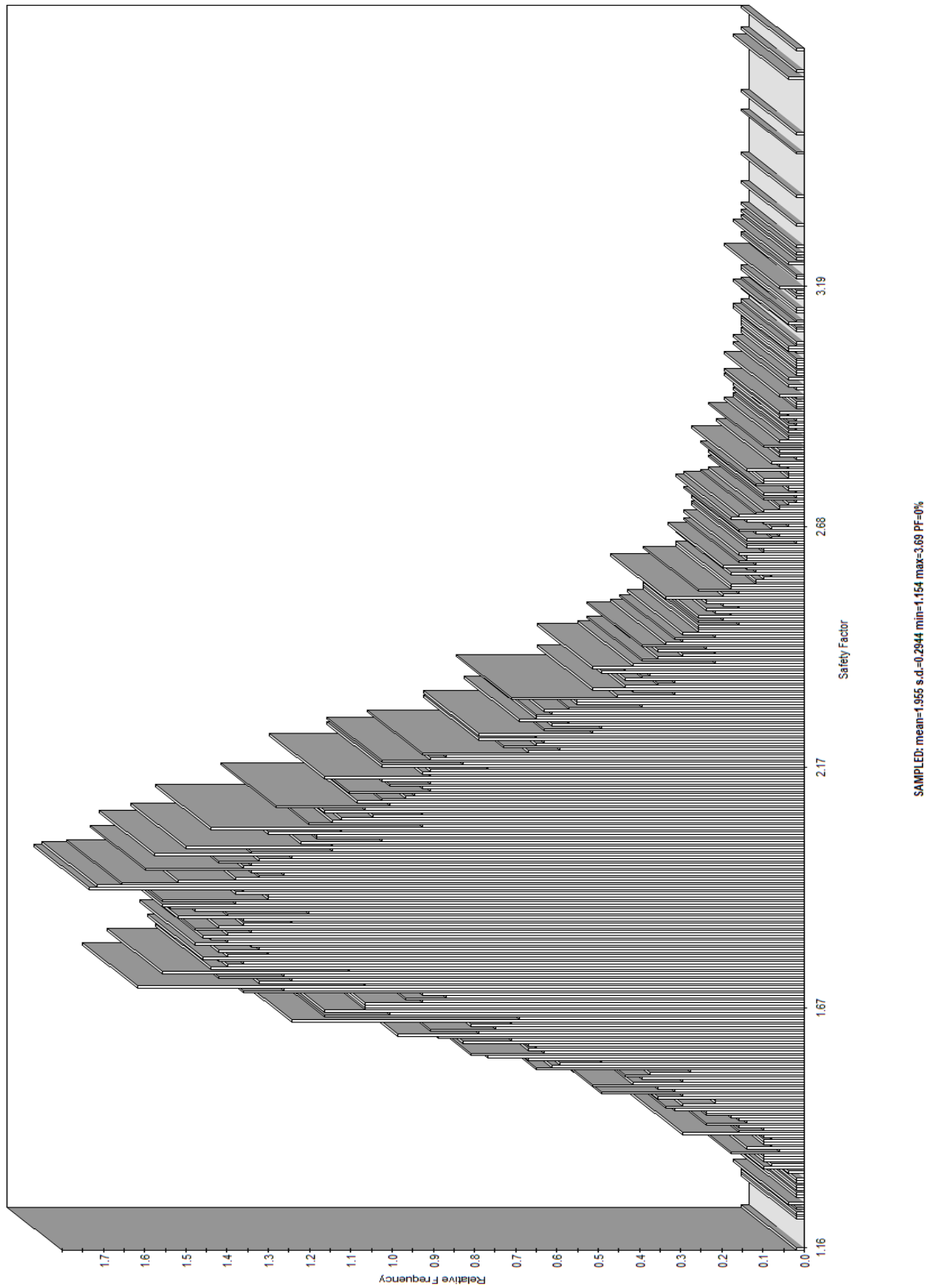


Ilustración 15 Distribución Estadística de los Factores de Seguridad obtenidos .Representación de 500 Resultados.  
Elaboración Propia



El valor medio del factor de seguridad obtenido para estas 10000 muestras ha sido de 1.917 y el menor de 1.154, habiendo un máximo de 3.69.

$$F.S Min. = 1.154$$

$$F.S Max. = 3.69$$

$$F.S Medio = 1.917$$

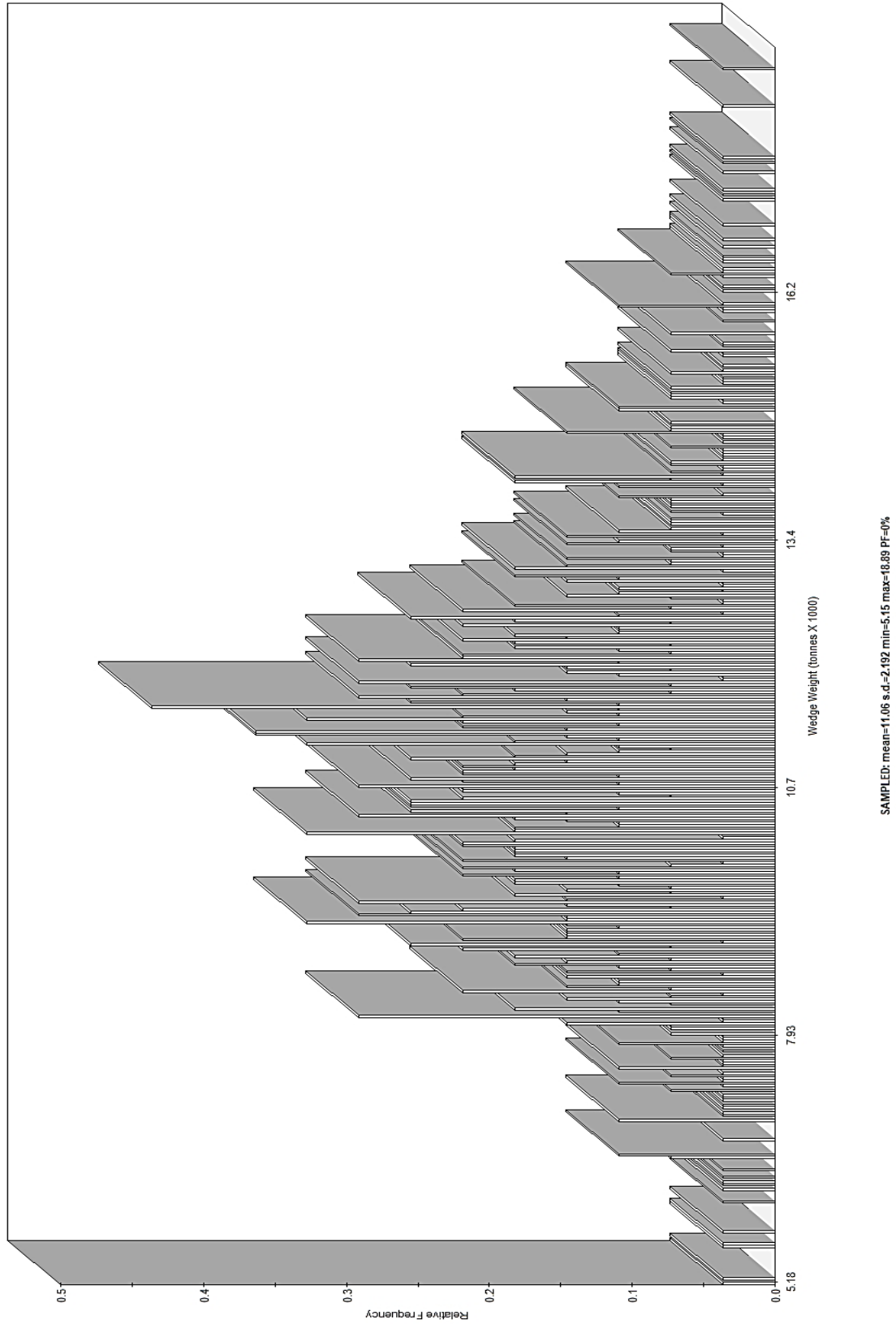
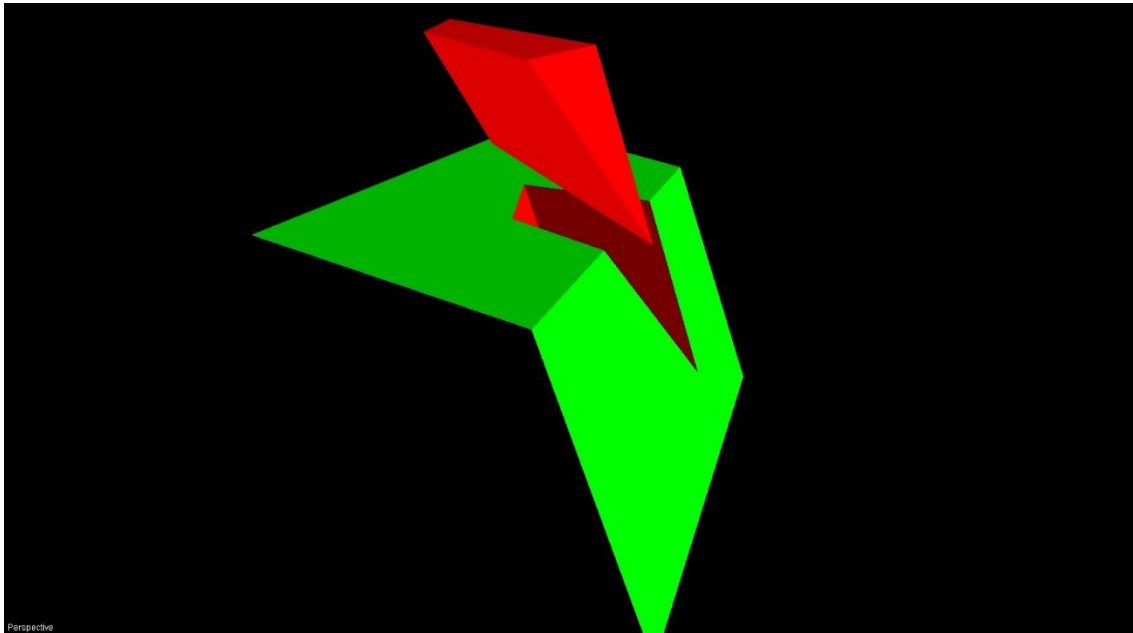
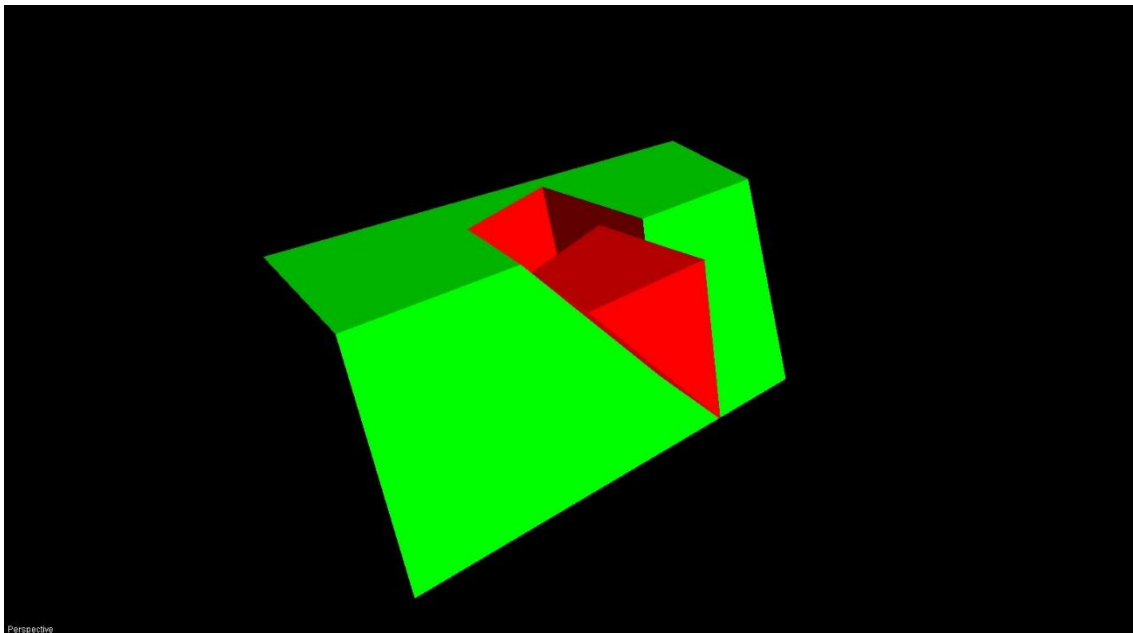


Ilustración 16 Pesos Probabilísticos de la cuña. Elaboración Propia

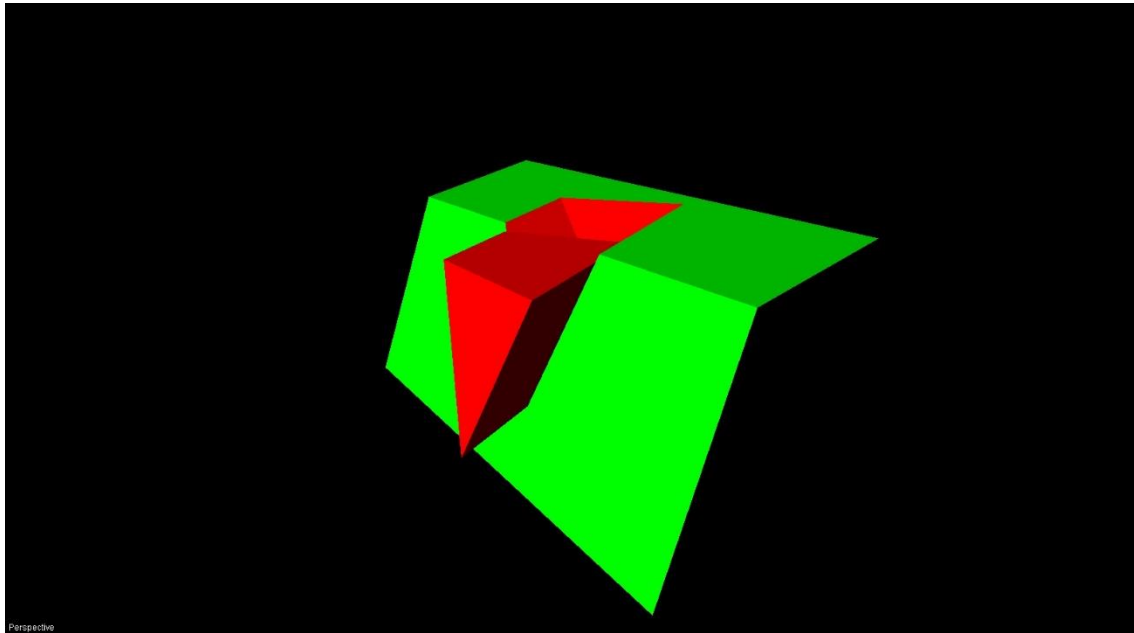




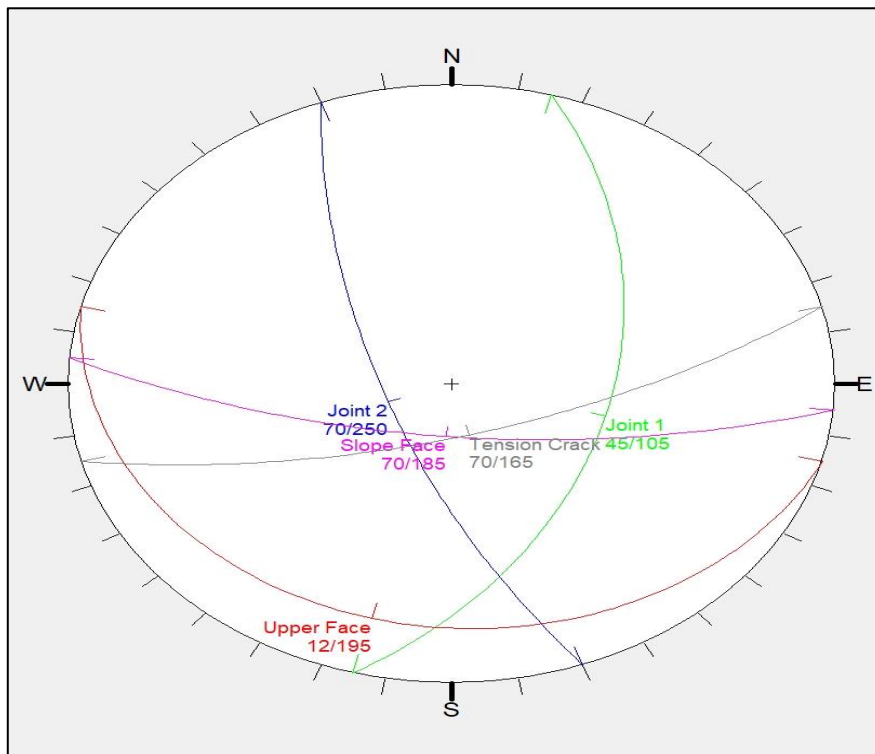
*Ilustración 17 Cuña con el menor factor de seguridad  $F.S=1.154$ .Elaboracion Propia*



*Ilustración 18 Cuña con el factor de seguridad medio  $F.S=1.955$ .Elaboracion Propia*



*Ilustración 19 Cuña con el mayor factor de seguridad F.S.=3.69.Elaboracion Propia*



*Ilustración 20 Stereonet talud Sur. Elaboración Propia*



### **2.3.1.2.1.2 Estudio Determinístico Swedge**

Como hemos comentado anteriormente, realizando un estudio determinístico en el que la diferencia es que introducimos los datos conocidos directamente al programa, obtenemos un factor de seguridad muy parecido al obtenido por el estudio probabilístico, este es:

$$F.S = 1.91657$$

Comparando los dos factores de seguridad obtenidos en cada estudio:

$$F.S Probabilistico = 1.91657$$

$$F.S Deterministico = 1.91657$$

### **2.3.1.2.2 Cálculos Mediante Wedge Failure Analysis Module**

En este apartado comprobaremos que los resultados anteriores son correctos mediante otro software específico para el cálculo de la rotura por cuña. Los datos de entrada serán los mismos que hemos utilizado en el apartado anterior.

Se comprueba que obtenemos los mismos valores para el factor de seguridad esto es:

$$F.S = 1.917$$

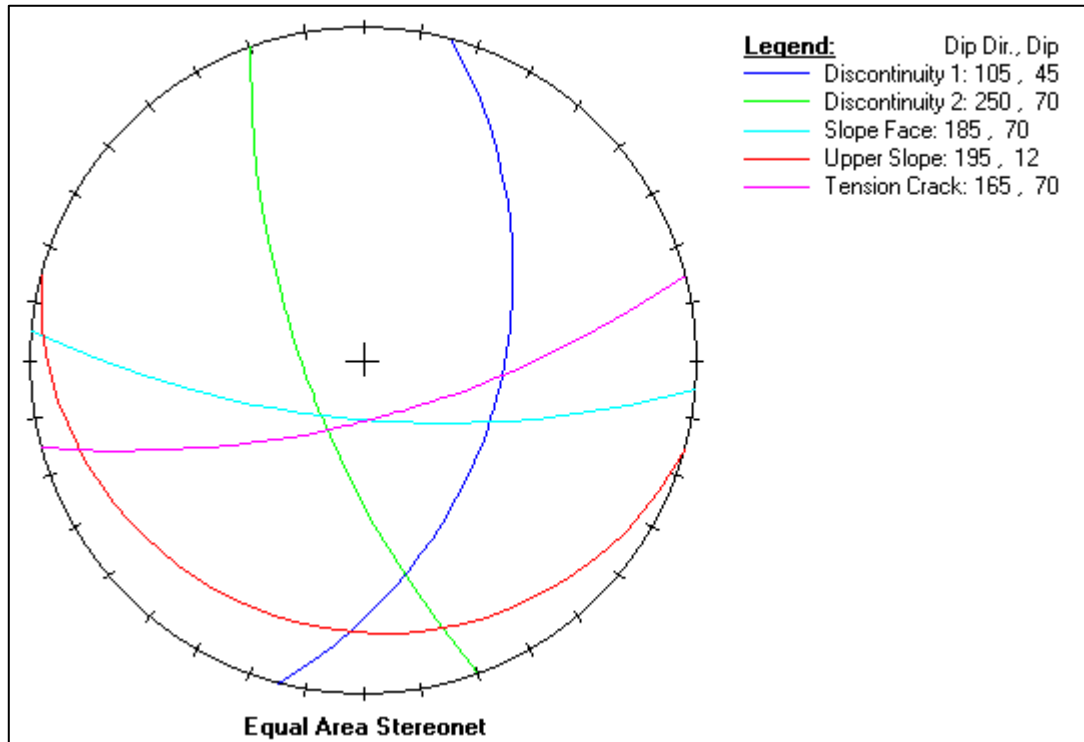


Ilustración 21 Resultados obtenidos. Wedge Failure Analysis Module. Elaboración Propia

### 2.3.1.3 Rotura Circular

En la rotura o falla circular a diferencia de la rotura planar y de cuña no existe un control estructural, sino que es producida por muchos sets de fallas, las cuales tienen distintos rumbos y buzamientos dejando la roca muy fracturada sin direcciones preferenciales de deslizamiento, perdiendo así la cohesión.

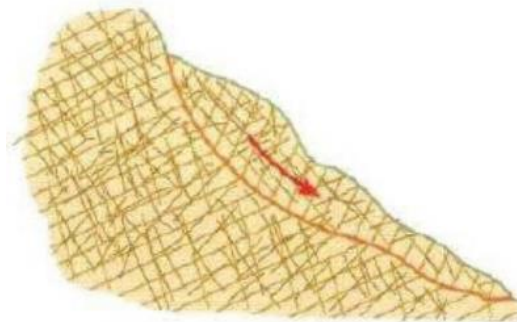


Ilustración 22 Macizo de roca con distintos rumbos y buzamientos (muy fracturada). Universidad Europea de Madrid.

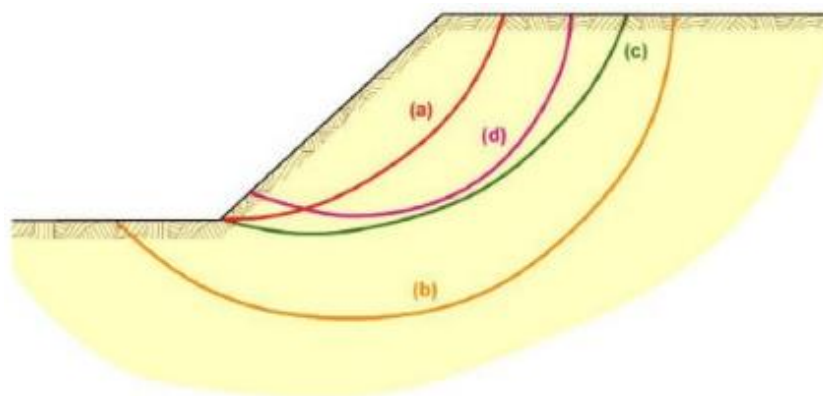
La rotura circular se produce cuando el terreno rompe siguiendo una línea circular que puede pasar por el pie del talud o por debajo o encima del mismo. El terreno rompe en su conjunto.

En taludes en roca esta rotura no es muy frecuente a no ser que el talud sea muy alto (cientos de metros de altura) o que el terreno este muy fisurado en estos casos el círculo de rotura suele pasar por el pie del talud. En cambio en taludes en suelo es la forma más típica de rotura donde si la base del talud es poco firme la rotura más probable progresara por la base de este hasta el estrato más duro.

La forma del deslizamiento circular viene controlada principalmente por la relación de los parámetros resistentes del suelo y de la geometría del talud<sup>2</sup>.

Como normal general:

- En materiales más cohesivos, se forman círculos más profundos.
- En materiales friccionales, se forman círculos menos profundos.



*Ilustración 23 Diferentes superficies circulares de deslizamiento. (Jiménez Salas, J.A & Molina)*

### **2.3.1.3.1 Métodos de Cálculo**

#### **2.3.1.3.1.1 Ábacos de Hoek y Bray**

Estos ábacos basados en el método del círculo de rozamiento, es decir, asumiendo que las tensiones normales en la superficie de deslizamiento se concentran en un solo punto proporcionando así un límite inferior del factor de seguridad.

<sup>2</sup> Spencer, 1967; Bromhead, 1992.

### 2.3.1.3.1.1.1 Proceso de Calculo

A continuación se detallara el proceso de cálculo mediante los ábacos de Hoek y Bray.

1. Conociendo el régimen de presión intersticial en el talud, se selecciona de la siguiente ilustración la situación que más se aproxima a la realidad lo que nos proporcionara para más adelante el ábaco que debemos emplear.

GROUNDWATER FLOW CONDITIONS	CHART NUMBERS
<p>FULLY DRAINED SLOPE</p>	<b>1</b>
<p>SURFACE WATER 8 X SLOPE HEIGHT BEHIND TOE OF SLOPE</p>	<b>2</b>
<p>SURFACE WATER 4 X SLOPE HEIGHT BEHIND TOE OF SLOPE</p>	<b>3</b>
<p>SURFACE WATER 2 X SLOPE HEIGHT BEHIND TOE OF SLOPE</p>	<b>4</b>
<p>SATURATED SLOPE SUBJECT TO HEAVY SURFACE RECHARGE</p>	<b>5</b>

*Ilustración 24 Distintas situaciones de la línea de saturación consideradas en los ábacos. Hoek y Bray 1981.*

Elegiremos el Número 1, Fully Drained Slope, para taludes completamente secos.



2. Determinamos la cohesión y en ángulo de rozamiento a través de la “Rock Mass Rating System” (After Bieniawski, 1989).

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND THEIR RATINGS									
Parameter		Range of values							
1	Strength of intact rock material	Point-load strength index	>10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	For this low range - uniaxial compressive test is preferred		
		Uniaxial comp. strength	>250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa	1 - 5 MPa	< 1 MPa
	Rating	15	12	7	4	2	1	0	
2	Drill core Quality RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Rating		20	17	13	8	3		
3	Spacing of		> 2 m	0.6 - 2 m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
	Rating		20	15	10	8	5		
4	Condition of discontinuities (See E)		Very rough surfaces Not continuous No separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Slightly weathered walls	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Highly weathered walls	Sticksided surfaces or Gouge < 5 mm thick or Separation 1-5 mm Continuous	Soft gouge >5 mm thick or Separation > 5 mm Continuous		
	Rating		30	25	20	10	0		
5	Groundwater	Inflow per 10 m tunnel length (l/m)	None	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		(Joint water press)/ (Major principal $\sigma$ )	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
	General conditions		Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing		
	Rating		15	10	7	4	0		
B. RATING ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS (See F)									
Strike and dip orientations		Very favourable		Favourable	Fair	Unfavourable	Very Unfavourable		
Ratings	Tunnels & mines	0		-2	-5	-10	-12		
	Foundations	0		-2	-7	-15	-25		
	Slopes	0		-5	-25	-50			
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED FROM TOTAL RATINGS									
Rating	100 ← 81		80 ← 61	60 ← 41	40 ← 21	< 21			
Class number	I		II	III	IV	V			
Description	Very good rock		Good rock	Fair rock	Poor rock	Very poor rock			
D. MEANING OF ROCK CLASSES									
Class number	I		II	III	IV	V			
Average stand-up time	20 yrs for 15 m span		1 year for 10 m span	1 week for 5 m span	10 hrs for 2.5 m span	30 min for 1 m span			
Cohesion of rock mass (kPa)	> 400		300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100			
Friction angle of rock mass (deg)	> 45		35 - 45	25 - 35	15 - 25	< 15			
E. GUIDELINES FOR CLASSIFICATION OF DISCONTINUITY conditions									
Discontinuity length (persistence)	< 1 m		1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m			
Rating	6		4	2	1	0			
Separation (aperture)	None		< 0.1 mm	0.1 - 1.0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm			
Rating	6		5	4	1	0			
Roughness	Very rough		Rough	Slightly rough	Smooth	Sticksided			
Rating	6		5	3	1	0			
Infilling (gouge)	None		Hard filling < 5 mm	Hard filling > 5 mm	Soft filling < 5 mm	Soft filling > 5 mm			
Rating	6		4	2	2	0			
Weathering	Unweathered		Slightly weathered	Moderately weathered	Highly weathered	Decomposed			
Rating	6		5	3	1	0			
F. EFFECT OF DISCONTINUITY STRIKE AND DIP ORIENTATION IN TUNNELLING**									
Strike perpendicular to tunnel axis					Strike parallel to tunnel axis				
Drive with dip - Dip 45 - 90°		Drive with dip - Dip 20 - 45°			Dip 45 - 90°		Dip 20 - 45°		
Very favourable		Favourable			Very unfavourable		Fair		
Drive against dip - Dip 45-90°		Drive against dip - Dip 20-45°			Dip 0-20 - Irrespective of strike°				
Fair		Unfavourable			Fair				

Ilustración 25 Rock Mass Rating System, (Bieniawski, 1989)

Con un RMR de 73.1, estamos en una roca tipo:



- Class Number II, Good Rock.

Para este tipo de roca vienen estipulados unos valores para la cohesión y el Angulo de fricción de:

$$300 < Cohesion < 400 \text{ kPa}$$

$$35 < Angulo \text{ de fricción} < 45^\circ$$

Por lo que seleccionaremos unos valores intermedios de:

- Cohesión, 350 kPa.
- Angulo de Fricción, 35°.

3. Calculamos el parámetro adimensional siguiente:

$$\frac{c}{\gamma * H * \tan \theta}$$

$$\frac{350}{27 * 23 * \tan 35} = 0.804$$

4. Entramos en el ábaco con los datos de entrada:



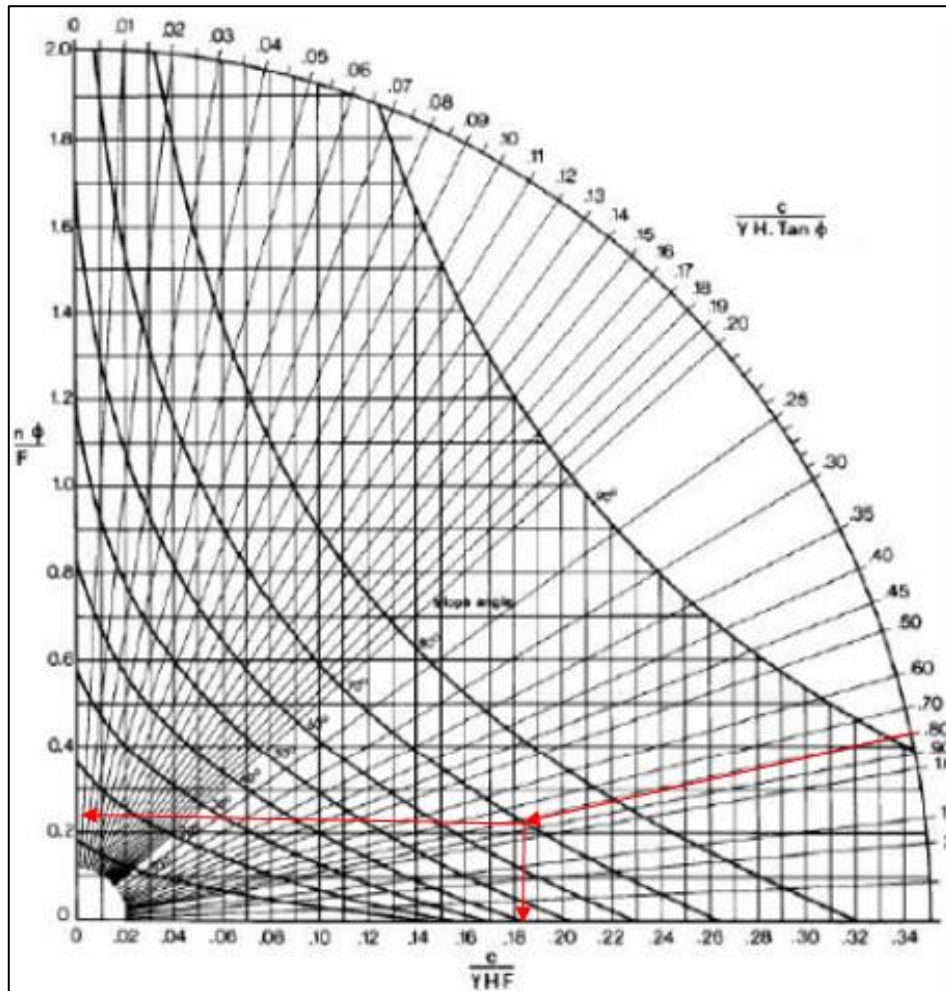


Ilustración 26 Abaco N°1. Hoek y Bray 1981.

De este ábaco obtenemos dos valores:

$$\frac{c}{\gamma * H * F} = 0.19$$

$$\frac{\tan \theta}{F} = 0.21$$

Donde F, es el factor de seguridad.

Sustituyendo todos los valores obtenemos dos valores para el factor de seguridad:

$$F = 2.96$$

$$F = 3.33$$



Con estos cálculos hemos conseguido ver de una forma rápida que el talud tiene un factor de seguridad bastante elevado ante las roturas circulares.

### **2.3.1.3.1.2 Cálculo mediante Slide**

A continuación resolveremos el problema mediante el software Slide.

Datos del Software:

- Slide Versión: 5.014.Editor: Rocscience.

Datos de entrada al programa:

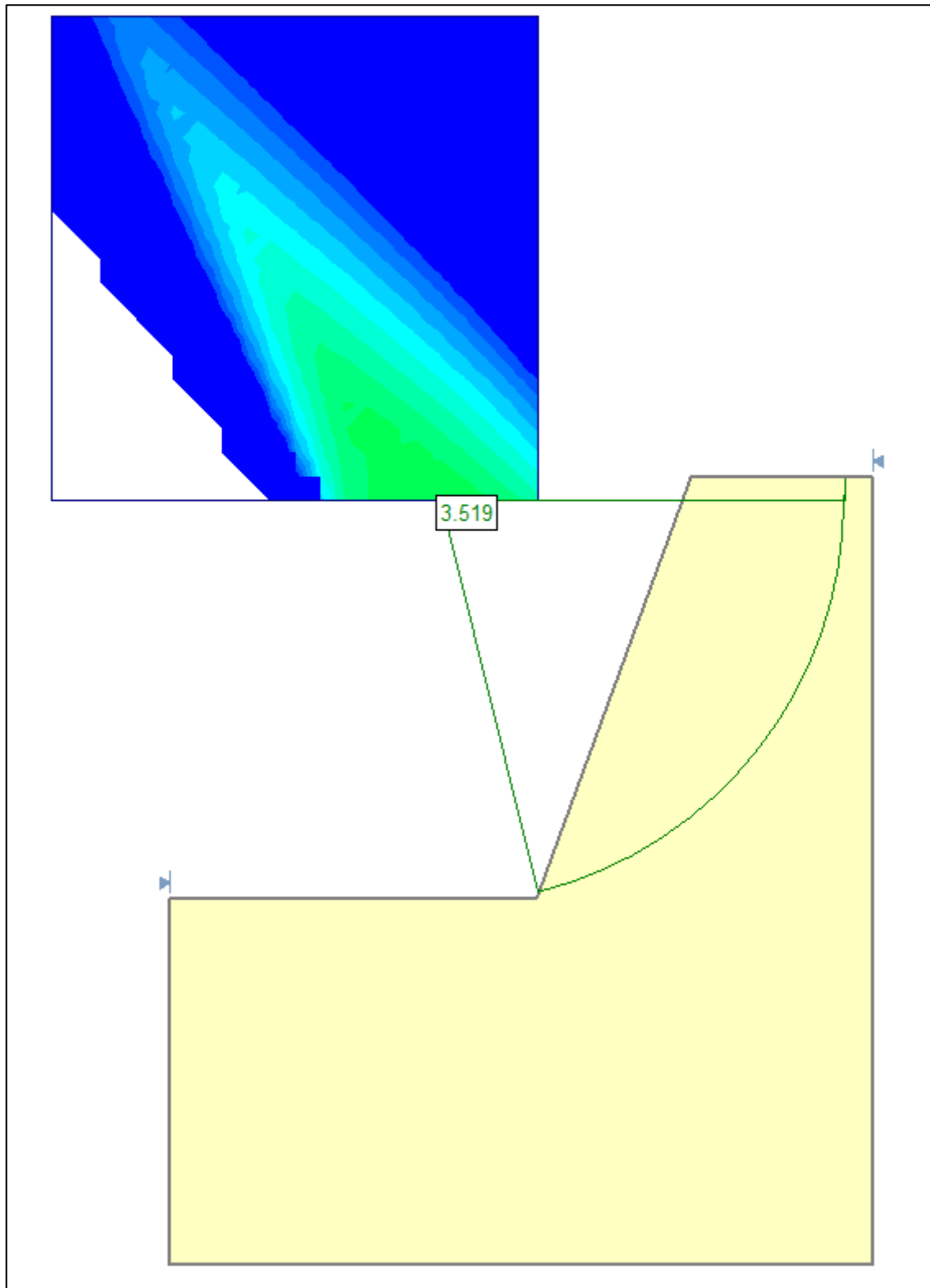
- Altura talud, 23 m.
- Angulo cara del talud, 70°.
- Cohesión, 350 kPa.
- Peso específico, 27 kN/m<sup>3</sup>.
- Angulo de fricción, 35°.

Datos arrojados por el Software:

Se obtiene un factor de seguridad global mínimo de:

$$F.S = 3.519$$

Con lo que el talud será estable ante las roturas circulares.



*Ilustración 27 Factor de seguridad mínimo global. Elaboración Propia. Programa Slide*

### 2.3.2 Talud Norte

Para los cálculos de los taludes del emboquille Norte se seguirán los mismos procedimientos que los realizados para el Emboquille Sur, por lo que se presentaran los datos de una forma más esquematizada.

Los datos para el cálculo del talud serán los siguientes:

- Peso específico de la roca,  $\gamma = 27 \text{ kN/m}^3$ .
- Angulo de Rozamiento,  $\Phi = 35^\circ$ .
- Altura del talud,  $h = 20 \text{ m}$ .
- Angulo del Talud,  $70^\circ$ .
- Cohesión, 0. (Supondremos el caso más desfavorable)

#### 2.3.2.1 Rotura Planar

##### 2.3.2.1.1 Factor de Seguridad del Talud Natural

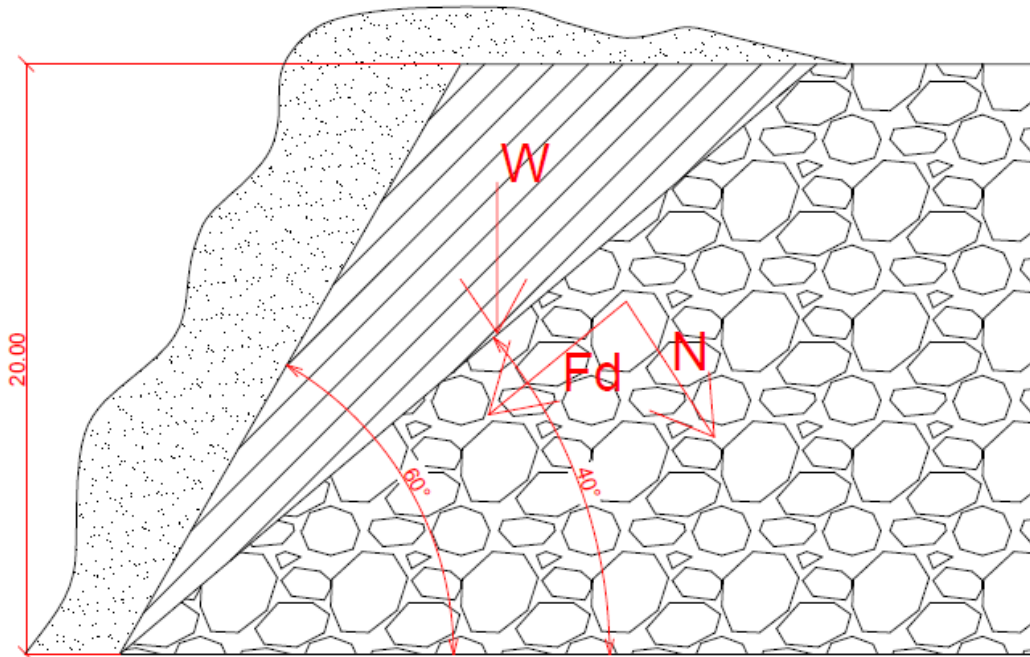
En este emboquille se dimensionara un talud frontal de  $60^\circ$  y 20 metros de altura.

Los datos de partida para calcular la estabilidad del talud son:

- Peso específico de la roca,  $\gamma = 27 \text{ kN/m}^3$ .
- Angulo de Rozamiento,  $\Phi = 35^\circ$ .
- Altura del talud,  $h = 20 \text{ m}$ .
- Angulo del Talud,  $60^\circ$ .
- Cohesión, 0. (Supondremos el caso más desfavorable)

Calcularemos el factor de seguridad que tiene el talud natural.

$$FS = \frac{c * L + N * \tan \phi}{F_d}$$



*Ilustración 28 Representación Geométrica del Talud Norte. Elaboración Propia*

Procederemos calculando las fuerzas N y Fd, representadas en el esquema anterior.

Dividiendo todas las fuerzas presentes según los ejes que imponemos en dirección de las fuerzas N y Fd, obtenemos:

$$\begin{cases} N = W * \cos 40 \\ F_d = W * \sin 40 \end{cases}$$

Calculamos W, que representa el peso de la cuña:

$$W = A * \gamma$$

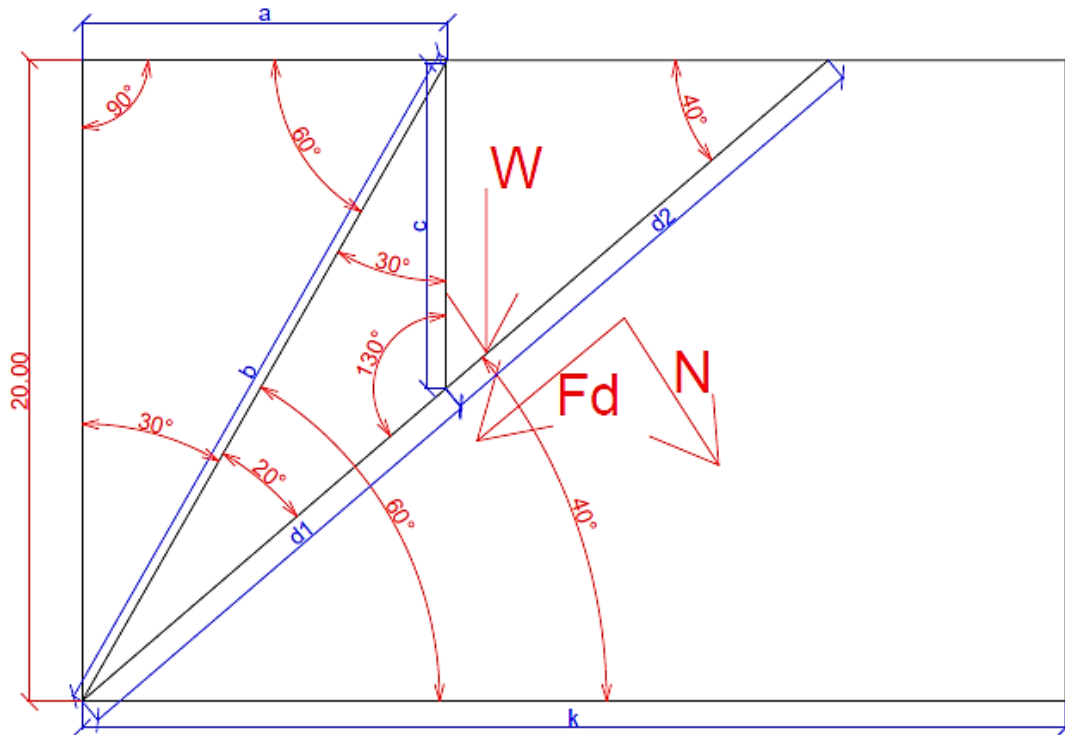


Ilustración 29 Ilustración Esquemática para el cálculo del Factor de Seguridad. Emboquille Norte. Elaboración Propia

Procedemos a calcular todas las longitudes necesarias para calcular el peso de la cuña (marcadas con color azul en la ilustración anterior).

– A:

$$\tan 30 = \frac{a}{20} \quad ; \quad a = 11.547 \text{ m}$$

– B:

$$\cos 30 = \frac{20}{b} \quad ; \quad b = 23.094 \text{ m}$$

Aplicando el teorema del seno obtendremos el resto:

$$\frac{b}{\sin 130} = \frac{c}{\sin 20} = \frac{d_1}{\sin 30}$$

$$c = 10.3109 \text{ m}$$

$$d_1 = 15.0735 \text{ m}$$

–  $D_2$ :

$$\sin 40 = \frac{c}{d_2} \quad ; \quad d_2 = 16.0409 \text{ m.}$$

–  $K$ :

$$\cos 40 = \frac{k}{d_1 + d_2} \quad ; \quad k = 23.8350 \text{ m.}$$

Por lo tanto el peso de la cuña,  $W$ , será el resultado de multiplicar el área de la cuña por el peso específico de la roca:

$$Area = (20 * 23.8350) - \left[ \left( \frac{1}{2} * 11.547 * 20 \right) + \left( \frac{1}{2} * 20 * 23.8350 \right) \right] = 122.88 \text{ m}^2$$

$$W = 122.88 * 1 * 27 = 3317.76 \text{ kN}$$

Nótese que hemos multiplicado por un 1, con lo que hemos obtenido el peso de cuña por metro de talud.

Por lo tanto las fuerzas existentes en el talud son:

$$N = W * \cos 50 = 3317.76 * \cos 40 = 2541.5516 \text{ kN.}$$

$$F_d = W * \sin 50 = 3317.76 * \sin 40 = 2132.615 \text{ kN.}$$

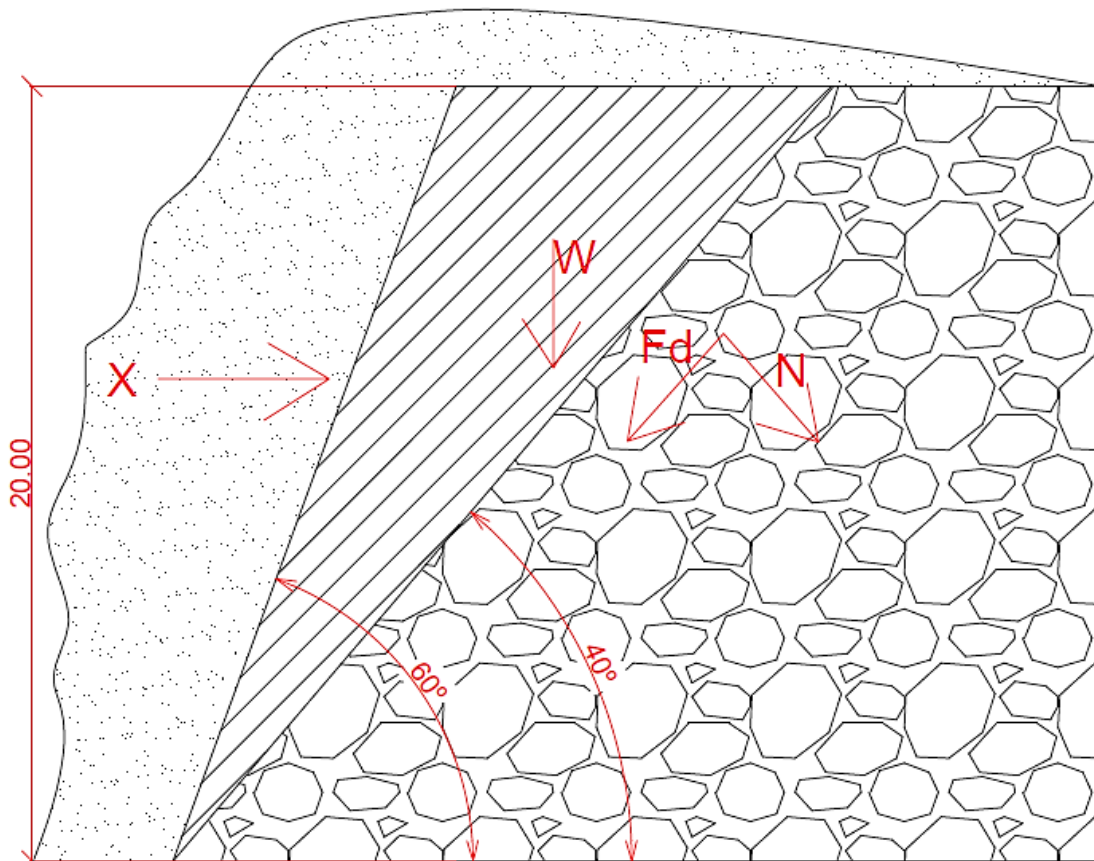
Con estos resultados podemos finalmente calcular el factor de seguridad del talud natural, siendo este:

$$FS = \frac{c * L + N * \tan \phi}{F_d}$$

$$FS = \frac{0 * 1 + 2541.5516 * \tan 35}{2132.615} = 0.834$$

Vemos que el talud tiene un factor de seguridad que nos indica que no posee una estabilidad propia que proporcione seguridad, entendiéndose esta como la estabilidad del talud, ni a corto ni a largo plazo.

Calculamos, para un factor de seguridad igual a 3, que fuerza sería necesaria para mantener el talud estable, esto es introduciendo una fuerza, X, que “empuje” el talud en dirección contraria a las fuerzas desestabilizadoras, tal y como se ve en la siguiente ilustración:



*Ilustración 30 Esquema representativo del talud, con fuerza X representativa de la fuerza necesaria para mantener al talud estable. Elaboración Propia.*

En esta situación el sumatorio de las fuerzas, en el sentido de los ejes impuestos es:

$$N = (W * \cos 40) + (X * \sin 40)$$

$$F_d = (W * \sin 40) - (X * \cos 40)$$



Introduciendo esta relación en la ecuación para calcular el factor de seguridad, e igualándola al factor de seguridad de 3 que queremos conseguir obtenemos:

$$3 = \frac{(2541.5516 + X * \sin 40) * \tan 35}{2132.615 - X * \cos 40}$$

$$X = 1680.4975 \text{ kN.}$$

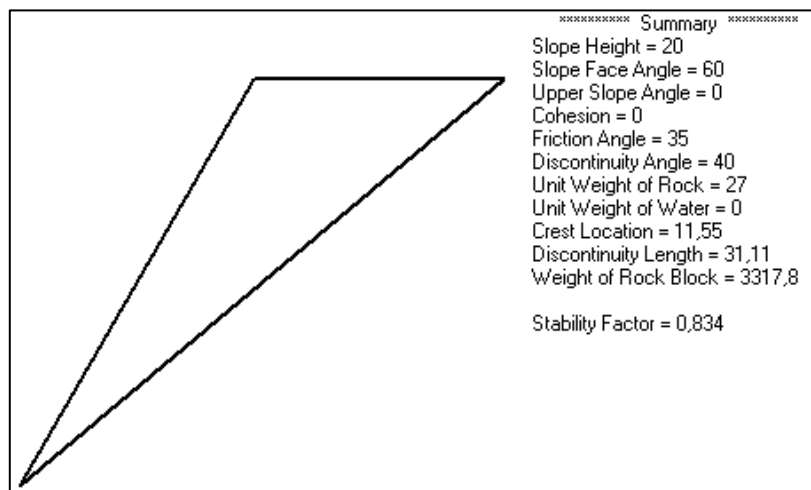
### **2.3.2.1.2 Comprobación Mediante “Plane Failure Analysis Module”**

En este apartado realizaremos el mismo ejercicio llevado a cabo en el apartado anterior, resolviéndolo mediante el Programa “Plane Failure Analysis Module”, utilizado para calcular las roturas planares en taludes.

Este programa representa una modificación al estudio de las roturas planares realizado por Hoek and Bray (1981).

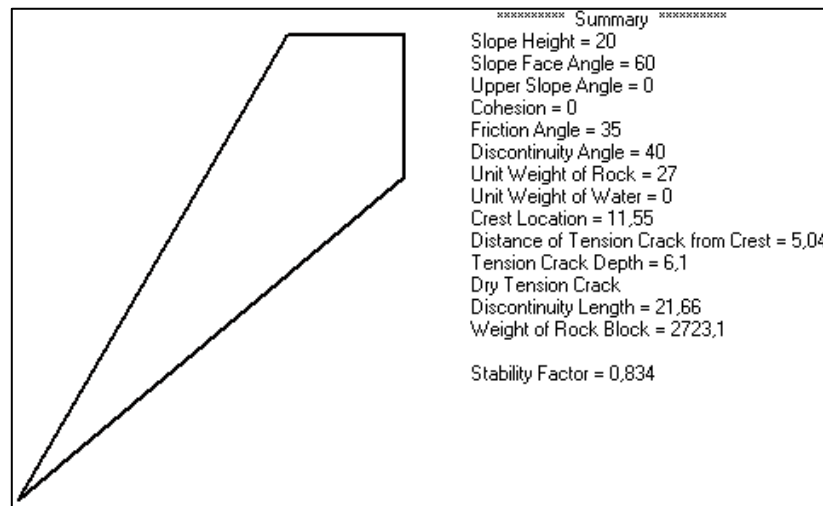
Datos del Software:

- Plane Failure Analysis Module. Version 2.1



*Ilustración 31 Cálculos Programa Plane Failure Analysis Module. Elaboración Propia*

Con el programa podemos calcular donde será más probable que se produzca la rotura:



*Ilustración 32 Situación de rotura más probable. Plane Failure Analysis Module". Elaboración Propia*

Con lo que obtenemos que el punto más probable de rotura, se sitúa a 5.04 metros de la zona superior del talud.

Comprobamos que los datos de la fuerza necesaria para obtener un factor de seguridad igual a 3 calculados manualmente son correctos.

El software arroja los siguientes resultados:

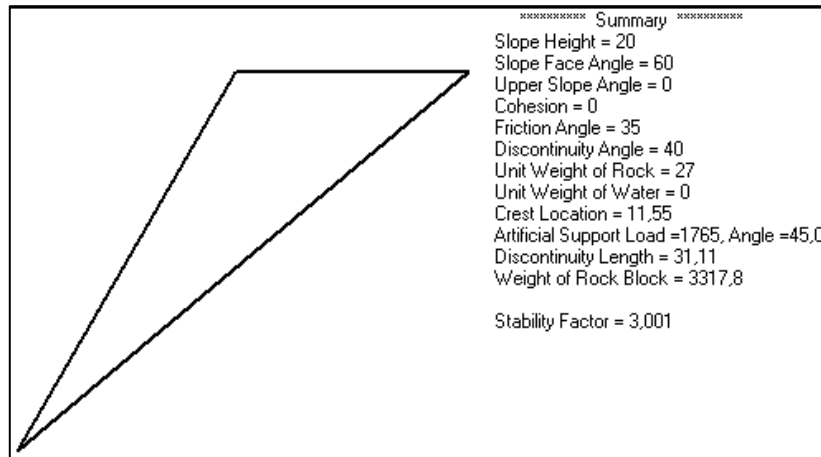


Ilustración 33 Fuerza Estabilizadora Necesaria. Plane Failure Analysis Module. Elaboración Propia

Se obtienen unos resultados muy similares a los obtenidos manualmente, obteniendo que sería necesario una fuerza artificial de soporte de 1765 kN con un ángulo de 45° respecto a la cara de la discontinuidad<sup>3</sup>.

Los datos obtenidos se corresponden con los calculados manualmente:

Resultados	Manuales	"Plane Failure Analysis Module"
F.S	0.834	0,834
W(kN)	3317.76	3317.8
Long. Discontinuidad(m)	31.1144	31.11
Fuerza Bulonado (kN)	1680.4975	1765

Tabla 2-2 Comparativa Datos Obtenidos Manualmente y con Software. Elaboración Propia

### 2.3.2.1.3 Refuerzo ante Rotura planar

Como se ha comentado en el apartado anterior, hará falta un empuje de 1765 kN. para conseguir un factor de seguridad 3.

Para ello se utilizaran bulones de 200kN.

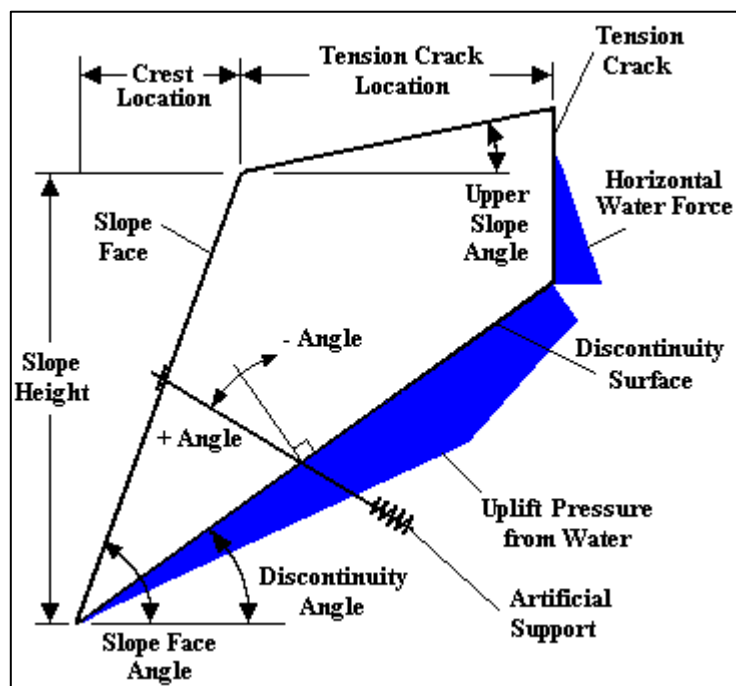
El número de bulones necesario será de:

<sup>3</sup> Ver siguiente Punto.

$$N^{\circ} \text{Bulones} = \frac{1765}{200} = 8.825 \cong 9 \text{ Bulones de } 200 \text{ kN.}$$

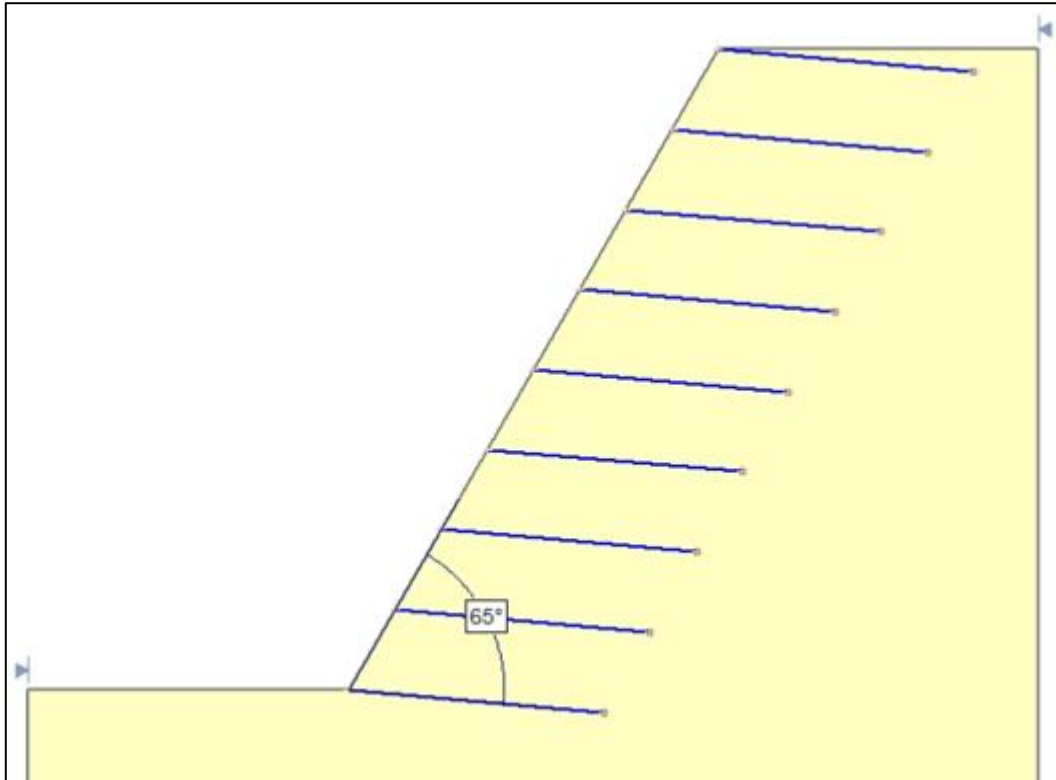
Por lo tanto será necesario colocar 9 bulones por cada metro de anchura del talud.

La mayor efectividad de los bulones se consigue colocándolos con una inclinación de 45° respecto a la normal de la cara de la superficie de discontinuidad como se puede ver en la siguiente imagen:



*Ilustración 34 Parámetros de un talud idealizado, donde podemos observar que el ángulo de los bulones es medido respecto a la normal de la superficie de discontinuidad.*

Por lo que el ángulo con el que habrá que introducir los bulones respecto a la cara del talud será de 65°, tal y como se muestra a continuación.



*Ilustración 35 Angulo de entrada de los bulones respecto a la cara del talud. Talud Norte. Elaboración Propia*

Por lo tanto el resumen del sostenimiento será el siguiente:

- 9 Bulones por metro de anchura de talud con una capacidad de anclaje de 200 kN.
- Separación de los bulones a lo largo de la cara del talud, 2.88 metros.
- Inclinación de los bulones respecto la cara del talud, 65°.

### **2.3.2.2 Rotura por Cuña**

#### **2.3.2.2.1 Cálculos Rotura por Cuña Programa Swedge**

##### **2.3.2.2.1.1 Estudio Probabilístico Swedge**

Como datos de entrada al programa se han tomado.

- Variables Fijas:
  - Cohesión para todas las juntas, 0 t/m<sup>2</sup>.
  - Angulo de fricción, 35°.
  - Altura de Talud, 20 m.
  - Peso Específico, 2.7 t/m<sup>3</sup>.

- Inclinación Talud, 60°.
- Buzamiento, 185°.
- Estado del Talud Seco.
- VARIABLES ALEATORIAS:
  - Familia de Juntas 1:
    - Buzamiento,  $70^\circ \pm 10$ .
    - Rumbo,  $135^\circ \pm 15$ .
  - Familia de Juntas 2:
    - Buzamiento  $60^\circ \pm 10$ .
    - Rumbo  $260^\circ \pm 15$ .
- TAMAÑO DEL ESTUDIO:
  - 10000 Muestras mediante el método de Monte Carlo.

Una vez introducidos los datos obtenemos el resultado de mayor interés en un Análisis probabilístico, esto es la Probabilidad de Fallo.

Obtenemos una probabilidad de fallo de cero.

$$P.F = 0.01029$$

Esto quiere decir que dentro de la dispersión que le hemos dado a los datos hay cierta probabilidad, muy pequeña, de que si los datos que hemos medido de buzamiento y dirección de buzamiento no son estrictamente correctos, y estando dentro de la dispersión de  $\pm 10^\circ$  en el buzamiento y  $\pm 15^\circ$  en el rumbo, pueden presentarse fallos de estabilidad por cuña.

Efectivamente como vemos en el siguiente histograma, las franjas rojas son factores de seguridad menores a uno.

En el siguiente histograma se representan 500 de los 10000 cálculos efectuados por el programa y representa la distribución del factor de seguridad para todas las cuñas validas generadas por el muestreo Monte Carlo.

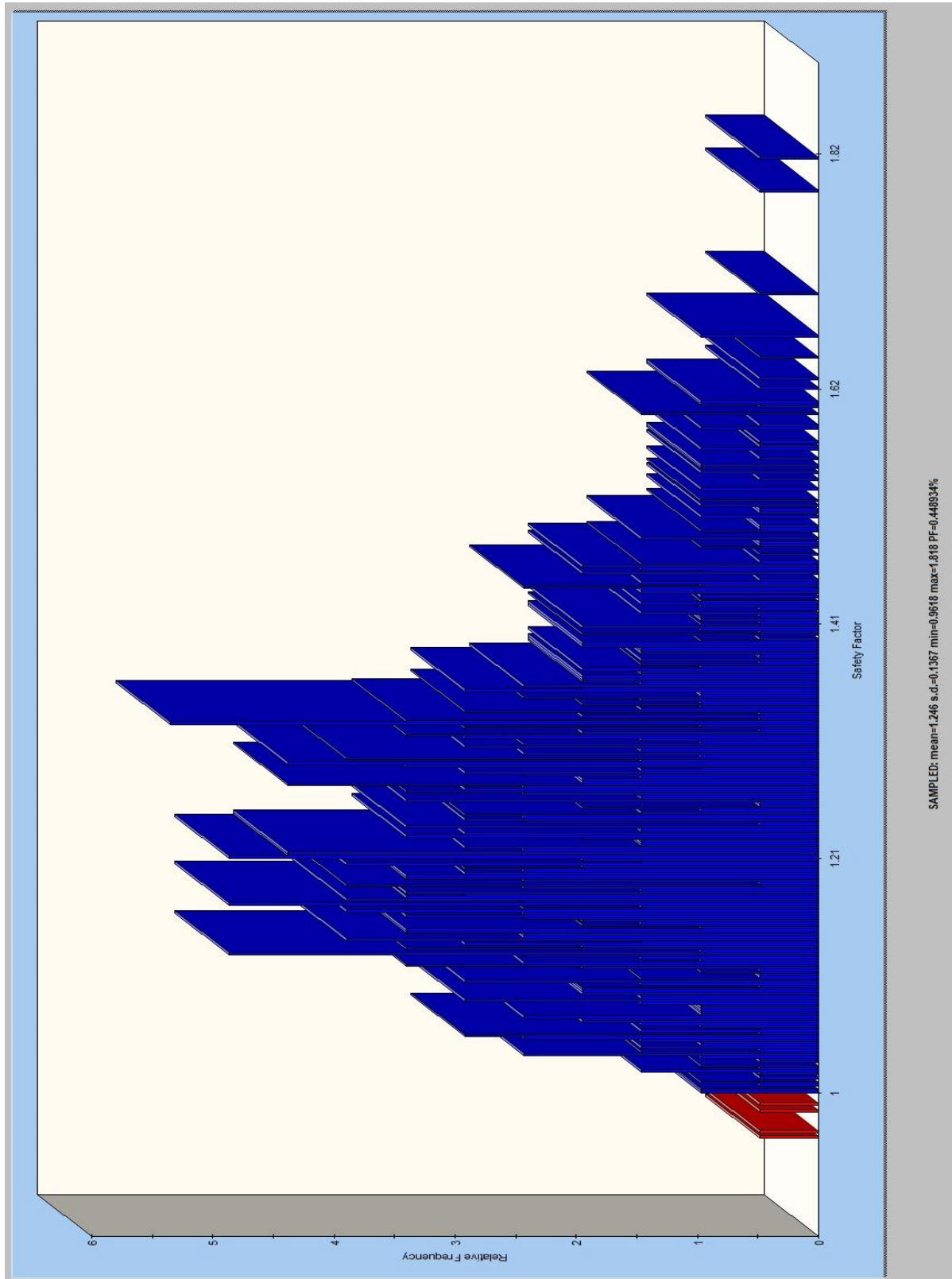


Ilustración 36 Distribución Estadística de los Factores de Seguridad obtenidos. Talud Norte. .Representación de 500 Resultados. Elaboración Propia

El valor medio del factor de seguridad obtenido para estas 10000 muestras ha sido de 1.917 y el menor de 1.154, habiendo un máximo de 3.69.

$$F.S Min. = 0.9618$$

$$F.S Max. = 1.818$$

$$F.S Medio = 1.246$$

### **2.3.2.2.1.2 Bulonado para Mejorar Factor de Seguridad Rotura Cuña**

Para impedir cualquier posibilidad de fallo del talud, se procederá a incrementar su factor de seguridad mediante bulones.

El programa nos permite introducir bulones (concretando las características de este).

De todas formas, para entender el planteamiento del problema, hay que entender que en el programa Swedge los bulones que introducimos son simplemente vectores de fuerza que pasan por el centroide de la cuña, siendo la capacidad del bulón la fuerza aplicada que habría que hacer para estabilizar la cuña.

Para incrementar el Factor de seguridad a 2, se calcula necesaria una fuerza de 283 toneladas, que divididas en bulones de 200 kN (usaremos estos bulones para que sean los mismos que los utilizados para la falla planar) nos darían:

$$N^{\circ}Bulones = \frac{2775 \text{ kN}}{200 \text{ kN}} = 13.87 \text{ bulones} \cong 14 \text{ bulones}$$

Estos bulones tendrán una longitud de 12 metros y para conseguir su mayor optimización tendrán una dirección de 20° respecto a la cara del talud y rumbo -10°.

Con esto conseguimos que no exista fallo ante una posible desviación de los datos del estudio geotécnico aumentando el factor de seguridad a :

$$F.S Min. = 1.596$$

$$F.S Max. = 3.821$$

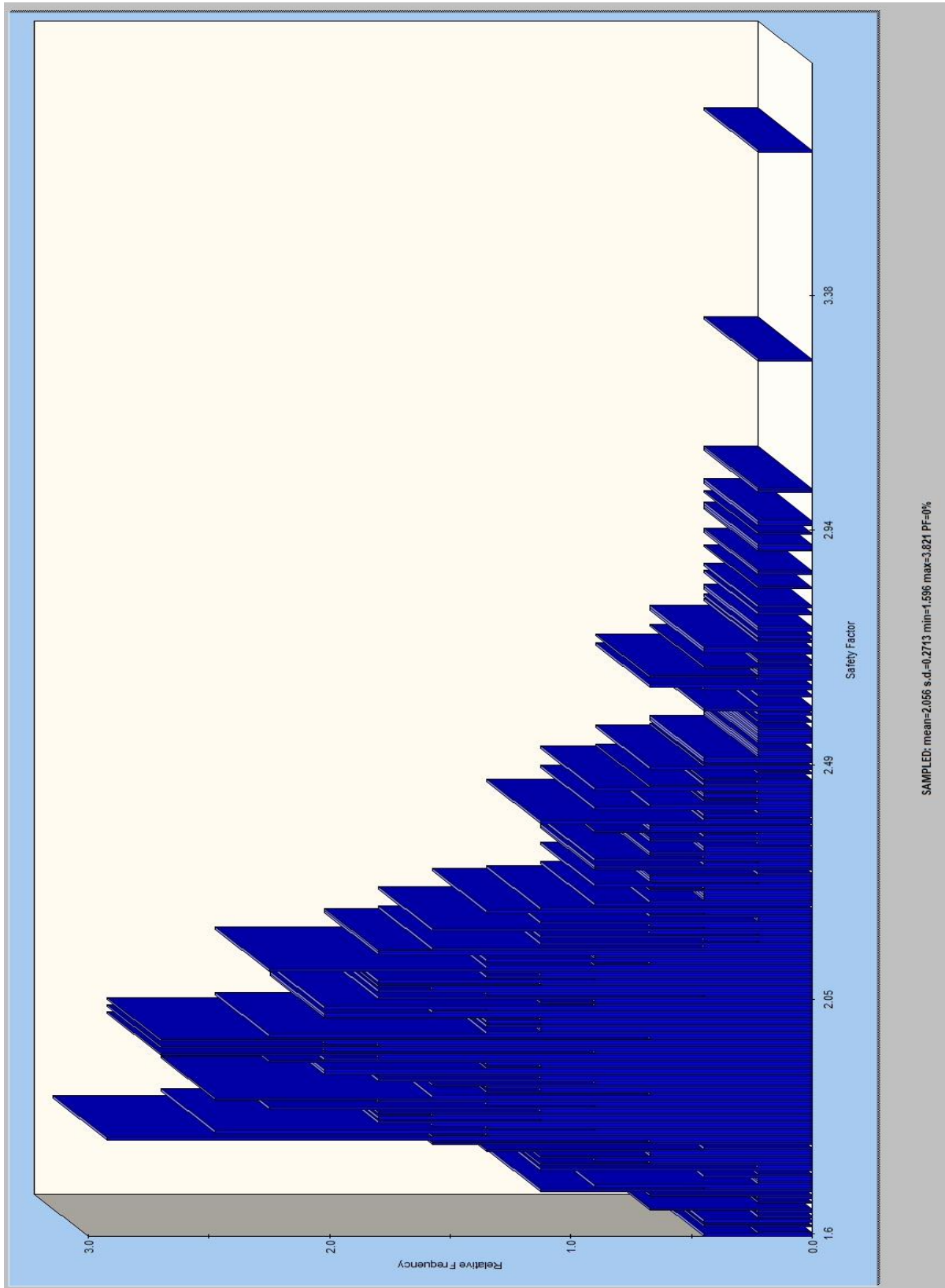
$$F.S Medio = 2.056$$

Y obteniendo una Posibilidad de Fallo de cero:





$P.F = 0$



*Ilustración 37 Factores de Seguridad después del Bulonado. Talud Norte. Elaboración Propia*

### **2.3.2.2.1.3 Estudio Determinístico Swedge**

Como hemos comentado anteriormente, realizando un estudio determinístico en el que la diferencia es que introducimos los datos conocidos directamente al programa, obtenemos un factor de seguridad muy parecido al obtenido por el estudio probabilístico, este es:

$$F.S = 1.9968$$

Comparando los dos factores de seguridad obtenidos en cada estudio:

$$F.S Probabilistico = 2.056$$

$$F.S Deterministico = 1.9968$$

### **2.3.2.2.2 Cálculos Mediante Wedge Failure Analysis Module**

En este apartado comprobaremos que los resultados anteriores son correctos mediante otro software específico para el cálculo de la rotura por cuña. Los datos de entrada serán los mismos que hemos utilizado en el apartado anterior.

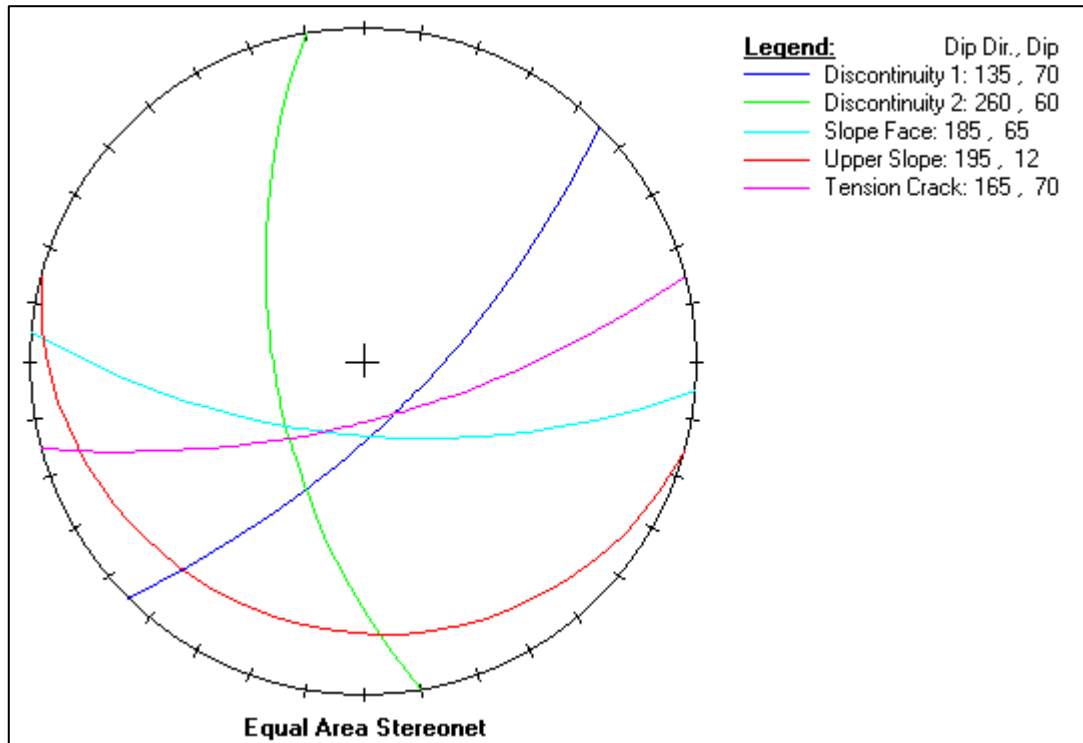
Se comprueba que obtenemos los mismos valores para el factor de seguridad antes del bulonado:

$$F.S = 1.2$$

También se comprueba que la fuerza necesaria del bulonado es correcta, arrojándonos el programa que la fuerza necesaria es de:

$$F. Bulonado = 2832 \text{ kN.}$$

Que para mayor efectividad serán colocados con un buzamiento de 20° y Azimut de 346.1°.



*Ilustración 38 Resultados obtenidos. Wedge Failure Analysis Module. Elaboración Propia*

### **2.3.2.3 Rotura Circular**

#### **2.3.2.3.1 Métodos de Calculo**

##### **2.3.2.3.1.1 Ábacos de Hoek y Bray**

Procederemos en igual forma que para los cálculos del talud Sur.

##### **2.3.2.3.1.1.1 Proceso de Calculo**

1. Elegiremos el Número 1, Fully Drained Slope, para taludes completamente secos.
2. Determinamos la cohesión y en ángulo de rozamiento a través de la “Rock Mass Rating System” (After Bieniawski, 1989).

Con un RMR de 73.1, estamos en una roca tipo:

- Class Number II, Good Rock.



Para este tipo de roca vienen estipulados unos valores para la cohesión y el Angulo de fricción de:

$$300 < Cohesion < 400 \text{ kPa}$$

$$35 < Angulo \text{ de fricción} < 45^\circ$$

Por lo que seleccionaremos unos valores intermedios de:

- Cohesión, 350 kPa.
- Angulo de Fricción, 35°.

3. Calculamos el parámetro adimensional siguiente:

$$\frac{c}{\gamma * H * \tan \theta} = \frac{350}{27 * 20 * \tan 35} = 0.925$$

1. Entramos en el ábaco con los datos de entrada:

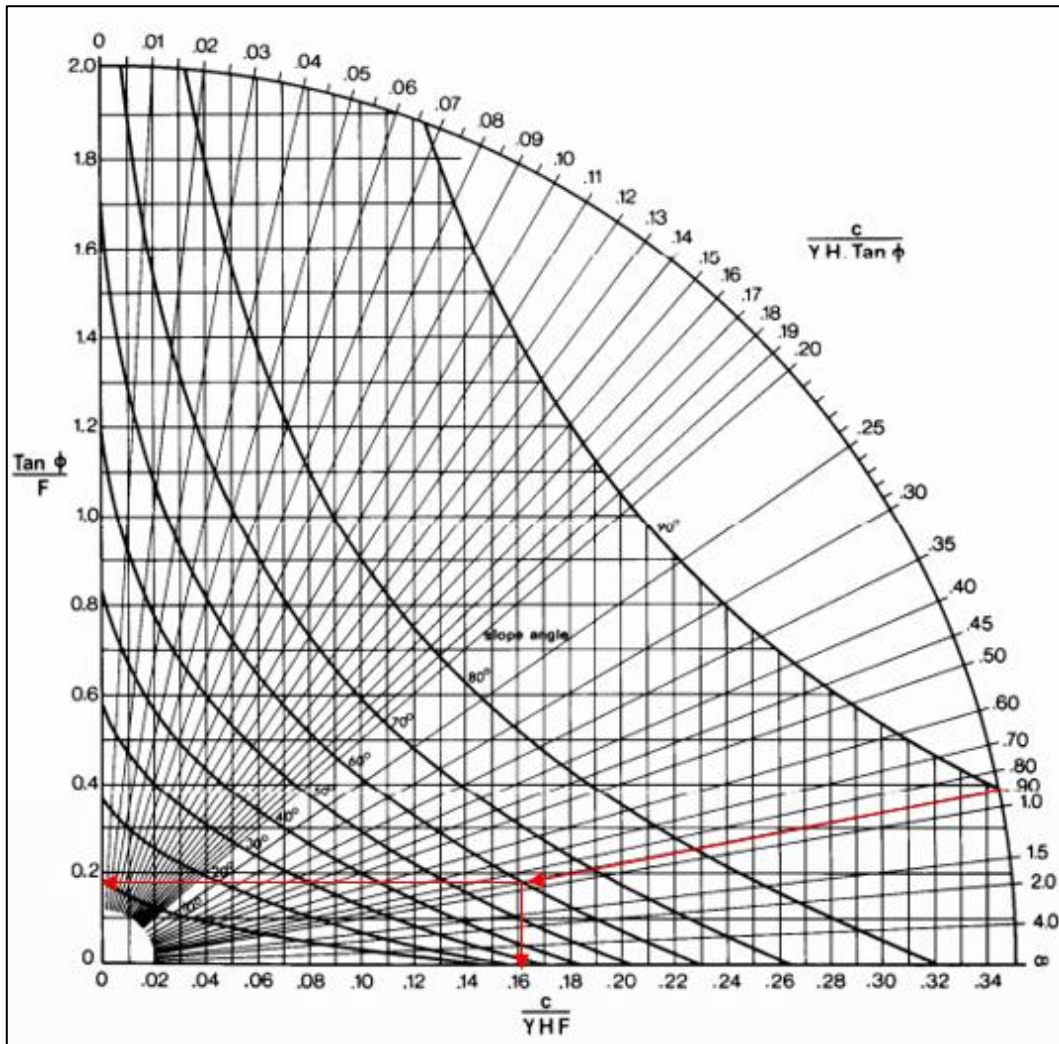


Ilustración 39 Abaco N°1. Hoek y Bray 1981.

De este ábaco obtenemos dos valores:

$$\frac{c}{\gamma * H * F} = 0.16$$

$$\frac{\tan \theta}{F} = 0.19$$

Donde  $F$ , es el factor de seguridad.

Sustituyendo todos los valores obtenemos dos valores para el factor de seguridad:

$$F = 4.050$$



$$F = 3.68$$

Con estos cálculos hemos conseguido ver de una forma rápida que el talud tiene un factor de seguridad bastante elevado ante las roturas circulares.

#### **2.3.2.3.1.2 Cálculo mediante Slide**

A continuación resolveremos el problema mediante el software Slide.

Datos del Software:

- Slide Versión: 5.014. Editor: Rocscience.

Datos de entrada al programa:

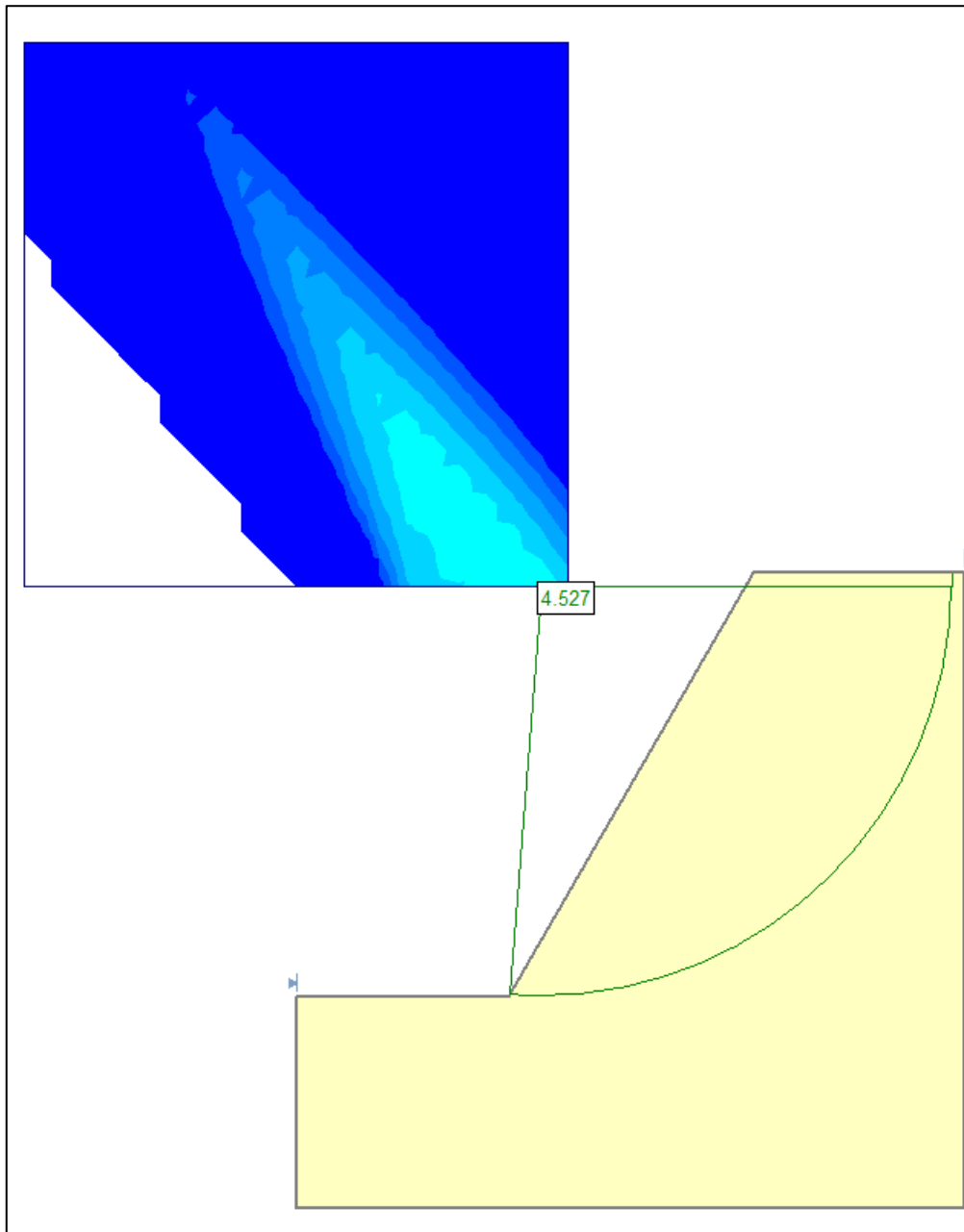
- Altura talud, 20 m.
- Angulo cara del talud, 60°.
- Cohesión, 350 kPa.
- Peso específico, 27 kN/m<sup>3</sup>.
- Angulo de fricción, 35°.

Datos arrojados por el Software:

Se obtiene un factor de seguridad global mínimo de:

$$F.S = 4.527$$

Con lo que el talud será estable ante las roturas circulares.



*Ilustración 40 Factor de seguridad mínimo global. Elaboración Propia. Talud Norte. Programa Slide*



### **2.3.3 Desprendimientos**

Del estudio Geológico y Geotécnico se extrajo que en la zona donde se realizaran las obras se pueden presentar movimientos de componente horizontal y que es un área con movimientos actuales o potenciales del tipo desprendimiento<sup>4</sup>.

Puesto que es imposible eliminar completamente los desprendimientos de bloques de rocas de los macizos rocosos, será necesario el uso de métodos de protección que eviten que los bloques que caigan alcancen la calzada.

Cabe mencionar que antes de hablar de medidas de protección hablaremos de medidas preventivas que se llevarán a cabo a lo largo de la construcción de la obra observando posibles bloques inestables que se deberán sanear.

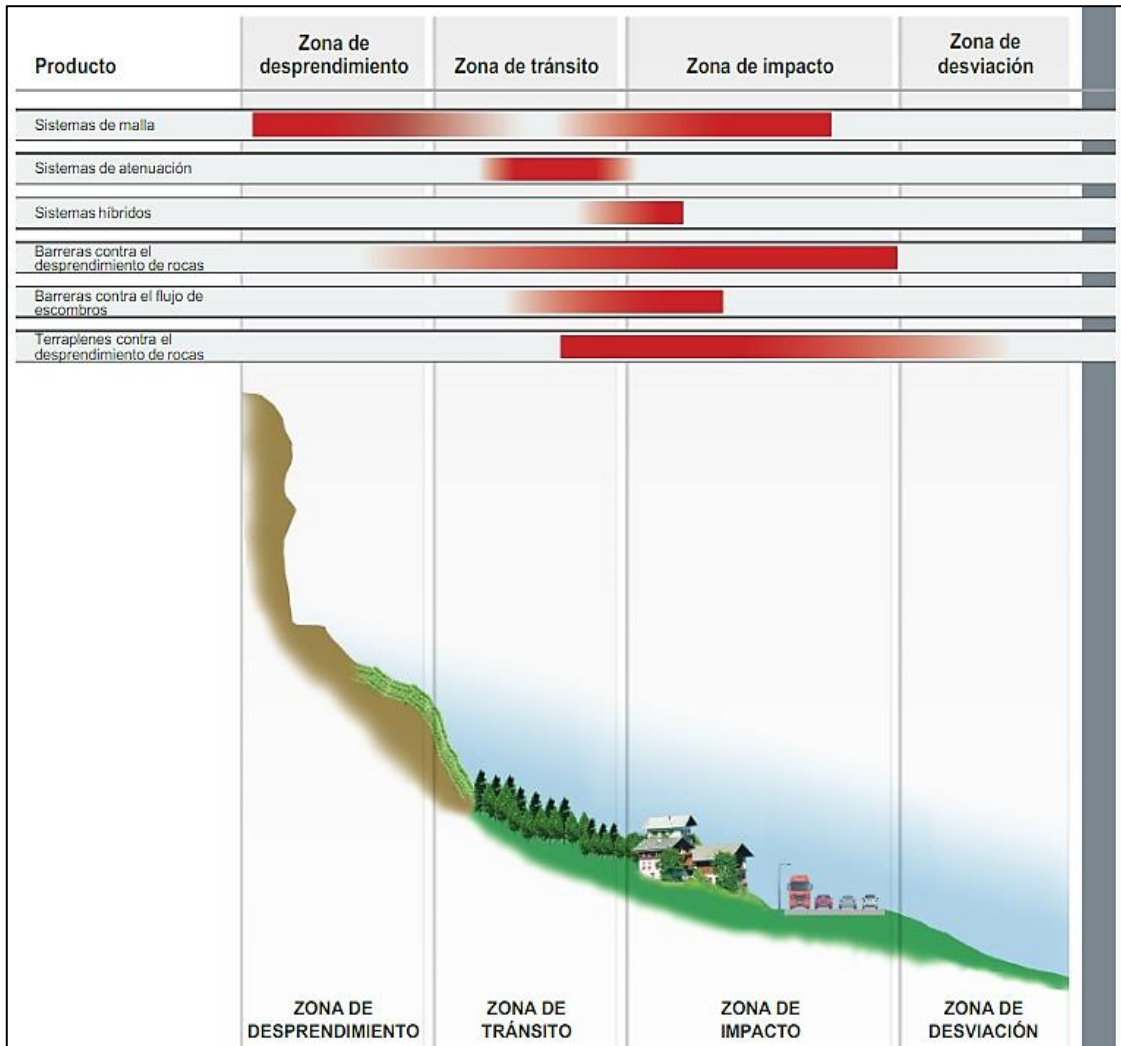
Aun así, suele ser difícil controlar todos los posibles desprendimientos y el riesgo que estos pueden ocasionar para el tráfico es grande, por eso habrá que tomar medidas de protección.

#### **2.3.3.1 Sistema de mallas**

Se toma la decisión de usar un sistema de mallas para evitar los desprendimientos ya que así evitaremos los desprendimientos en la zona donde se producen evitando que lleguen a la zona de tránsito de los vehículos.

---

<sup>4</sup> Ver “Anejo Geología y Geotecnia”. Punto 3.4 : Movimientos del Terreno



*Ilustración 41 Sistemas de protección contra desprendimientos recomendaciones de la empresa Maccaferri.*

Se toma la decisión de usar mallas de triple torsión.

Se combinara la malla de triple torsión con los bulones, que evitan caídas de cuñas y bloques mayores. Se colocara la malla anclada en la parte superior con barras de anclaje de acero y cogida al talud mediante bulón de cosido con una profundidad de 1.3 metros formado por barra de acero corrugado de 16 mm de diámetro y lechada de cemento.

### **2.3.3.2 Hormigón Projectado**

Se ha previsto una capa de hormigón proyectado en la cara del talud para evitar el desprendimiento y caída de pequeños bloques rocosos y evitar la progresiva descomposición que producirá con el tiempo saliente inestables en el frente.



La capa del hormigón se distribuirá de la forma más homogénea posible con un grosor que variara entre 100 y 150 mm para trabajos provisionales y entre 150 y 250 mm para proyectos definitivos , por lo que se ha decidido proyectar una capa de 150 mm de hormigón proyectado.

Para la correcta aplicación del hormigón deberos contemplar los siguientes aspectos:

1. Limpieza del talud, retirar restos de materiales sueltos o de vegetación en la superficie del talud a tratar evitando la creación de falsas zonas que no adhieran.
2. Proyección de varias capas.
3. No realizar el gunitado en los puntos de drenaje del talud natural.
4. Instalación de drenes.

Aplicando la malla de triple torsión conjuntamente con el gunitado aseguraremos la calzada de posibles desprendimientos que pudieran darse a lo largo de la vida útil del proyecto.

### **2.3.3.3 Muro de contención**

En los primeros metros, inmediatamente anteriores a las bocas del túnel, la traza de la carretera discurre por una sección a media ladera<sup>5</sup>. Para evitar que posibles desprendimientos alcancen la plataforma de la carretera se dispondrá de un muro de contención de hormigón prefabricado tipo Landmark (Empresa Forte) o similar.

Se presentan en los planos adjuntos, las medidas estándar del muro de contención prefabricado necesario para la altura del terreno. Estos muros están precalculados para un terreno con unas características dadas por el fabricante, por lo que en última instancia el cálculo y dimensionamiento de estos, tal y como se indica en la documentación de la empresa, será a cargo de la empresa.

## **2.4 Drenaje**

El principal objetivo que perseguimos con la aplicación de un sistema de drenaje es la eliminación, en la medida de lo posible, del agua, minimizando sus efectos negativos.

A grandes rasgos, este objetivo se puede conseguir utilizando dos metodologías:

---

<sup>5</sup> Ver: Planos Perfiles Transversales Boca Sur y Boca Norte.



- Impedir que el agua acceda al cuerpo del talud, interceptándola mediante zanjas, cunetas o pantallas.
- Disminuir el agua presente en dicho talud, evacuándola mediante zanjas, sondeos, pozos o galerías.

Tradicionalmente, los sistemas de drenaje se han clasificado en dos grandes tipologías:

- Drenajes Superficiales, con los que se pretende, principalmente, captar aguas de escorrentía, impidiendo que se filtren en el cuerpo del talud.
- Drenajes Profundos, con los que se intenta rebajar el nivel freático del talud (y, por tanto, el peso del mismo) y las presiones intersticiales.

Las cuarcitas por sus propiedades intrínsecas, tal y como se demostró en el Anejo Geología y Geotecnia, son rocas con una porosidad muy baja y una resistencia a la erosión muy alta.

Es por ello que en lo referente al drenaje de los taludes hablaremos de Drenajes Superficiales para evitar que el agua fluya por la cara del talud deslizándose así hasta la plataforma de circulación.

Con lo que dicho lo anterior y teniendo en cuenta que la zona de construcción del túnel es una zona con lluvias intensas, se ve suficiente como medida de drenaje de los taludes algún sistema de recolección de aguas superficiales que capte la escorrentía del talud como de su cuenca de aporte, conduciéndola a un sitio seguro, lejos de las zonas de potenciales roturas, es decir, evitando que llegue a penetrar en el área supuestamente inestable, si esta existiese

#### **2.4.1 Cálculo de la cuneta de drenaje**

Para el cálculo de las dimensiones que deberá tener la cuneta de drenaje se seguirá el siguiente procedimiento:

1. Elegimos la altura deseada que queremos que tenga la cuneta, siendo esta menor de 0.6 m.
2. Calculamos el radio hidráulico mediante la siguiente ecuación:

$$R_h = \frac{(H * 5^{0.5})}{6}$$

Con lo que obtenemos un radio hidráulico para una cuneta de 0.5 metros de altura de:



$$R_h = \frac{(0.5 * 5^{0.5})}{6} = 0.186 \text{ m}$$

3. Calculamos el área de la sección mojada mediante la siguiente formula:

$$A = \frac{5 * H^2}{4}$$

Obteniéndose un valor de:

$$A = \frac{5 * 0.5^2}{4} = 0.3125 \text{ m}^2$$

4. Calculamos el caudal con la fórmula de Manning , puede darse dos situaciones:

- Si  $Q_{\text{manning}} > Q_{\text{de aporte}}$ , entonces el diseño estará terminado.
- Si  $Q_{\text{manning}} < Q_{\text{de aporte}}$ , deberemos volver al paso 1 y elegir otra altura de cuneta.

Utilizando la fórmula para el cálculo del caudal de Manning, obtenemos un caudal de:

$$Q = A * V = \frac{A * R_h^{\frac{2}{3}} * S^{\frac{1}{2}}}{n}$$

Siendo:

- Q, El caudal en m<sup>3</sup>/seg.
- A, Área de la sección en m<sup>2</sup>.
- R<sub>h</sub>, Radio Hidráulico (área de la sección entre el perímetro mojado).
- S, Pendiente del fondo (m/m)
- N, Coeficiente de rugosidad de Manning.

Tipo de superficie	Valor de n
Roca, lisos y uniformes	0.03
Roca, asperos e irregulares	0.04
Excavados en tierra	0.03
Revestidos de concreto en condiciones buenas	0.02
Revestidos de concreto en condiciones medias	0.13

*Ilustración 42 Valores del coeficiente de rugosidad de Manning más usados. Manual de Carreteras. Luis Bañon Blázquez*

Tipo de fondo	Velocidad Máxima (m/s)
Arena fina o limo (poca o ninguna arcilla)	0,20-0,60
Arena arcillosa dura, margas duras	0,60-0,90
Terreno parcialmente cubierto de vegetación	0,60-1,20
Arcilla, grava, pizarras blandas con cubierta vegetal	1,20-1,50
Hierba	1,20-1,80
Conglomerados, pizarras duras, rocas blandas	1,40-2,40
Mampostería, rocas duras	3,00-4,50
Hormigón	4,50-6,00

Ilustración 43 Velocidades máximas para prevenir la erosión. Instrucción 5.2-I.C, 1990

El área de la cuneta será:

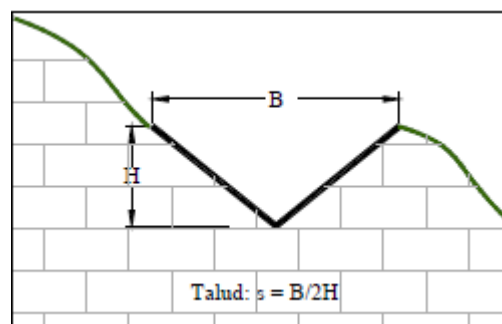


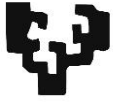
Ilustración 44 Área de una cuneta triangular. Manual de Carreteras. Luis Bañón Blázquez

$$A = B * \frac{H}{2} = 0.5 * \frac{0.5}{2} = 0.125 \text{ m}^2$$

Con lo que obtenemos un caudal de Manning de:

$$Q = 0.125 * 5 = 0.625 \text{ m}^3/\text{s}$$

Con lo que dimensionando una cuneta de berma triangular de 0.5x0.5 podremos drenar caudales de 0.625 m<sup>3</sup>/s.



### 3 Movimientos de Tierras

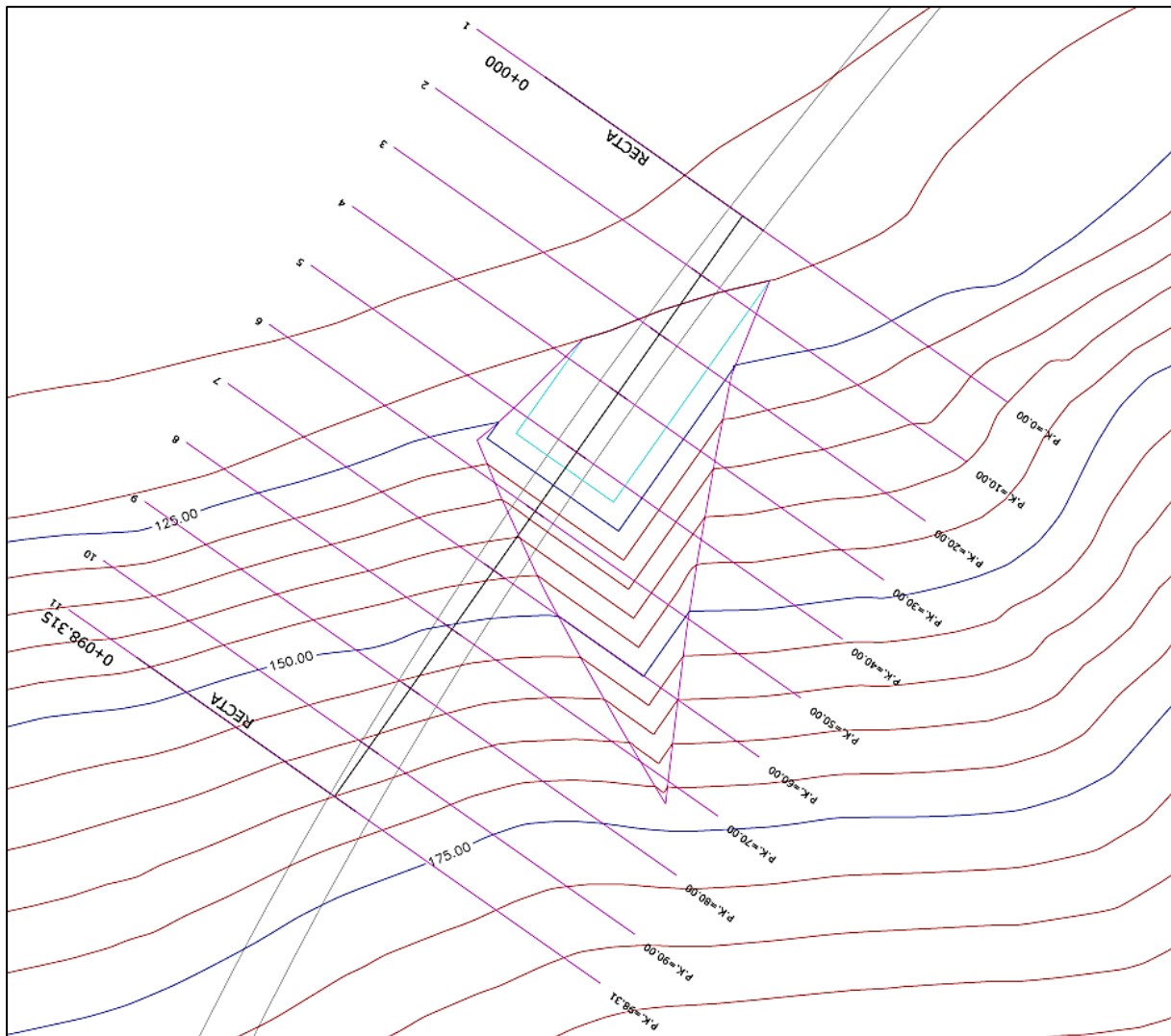
Los cálculos de los volúmenes para el cálculo de los movimientos de tierras se han realizado con el software M.D.T (Modelado Digital terrestre):

- Software M.D.T.Version 7.5.Editor Aplitop

A continuación se mostraran los resultados obtenidos.

#### 3.1 Talud Emboquille Norte:

Para el cálculo de los volúmenes de desmonte y terraplén del talud del emboquille Norte se han realizado nueve perfiles tal y como se muestra en la siguiente ilustración.



*Ilustración 45 Perfiles para el cubicaje en el emboquille Norte. Elaboración Propia*

Los resultados para los metros cúbicos de desmonte y terraplén son los siguientes:

P.K.	Sup.Des.(m <sup>2</sup> )	Sup.Ter.(m <sup>2</sup> )	Vol.Des.(m <sup>3</sup> )	Vol.Ter.(m <sup>3</sup> )
0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
			0.000	0.000
10,000	4.13	0,007	20.649	0.036
			20.649	0.036
20,000	36.584	0,006	203.568	0.065
			224.217	0.101
30,000	126.303	0,001	814.436	0.036
			1038.653	0.137
40,000	274.303	0,047	2003.032	0.24
			3041.685	0.377
50,000	213.997	0,178	2441.5	1.124
			5483.185	1.501
60,000	73.599	0,007	1437.977	0.928
			6921.162	2.429
70,000	4.122	0,012	388.605	0.098
			7309.767	2.527
80,000	0,000	0,000	20.611	0.061
			7330.378	2.588

TOTALES	
Volumen de Desmonte (m <sup>3</sup> )	7330.3778
Volumen de Terraplén (m <sup>3</sup> )	2.588
Diferencia (Desmonte - Terraplén) (m <sup>3</sup> )	7327.7898
Superficie Desbroce (m <sup>2</sup> )	0,000

Tabla 3-1 Volúmenes de movimientos de tierras necesarios en el emboquille Norte. Elaboración Propia

### 3.2 Talud Emboquille Sur

Para el cubicaje del talud del emboquille sur se han realizado diez perfiles tal y como se muestra a continuación.



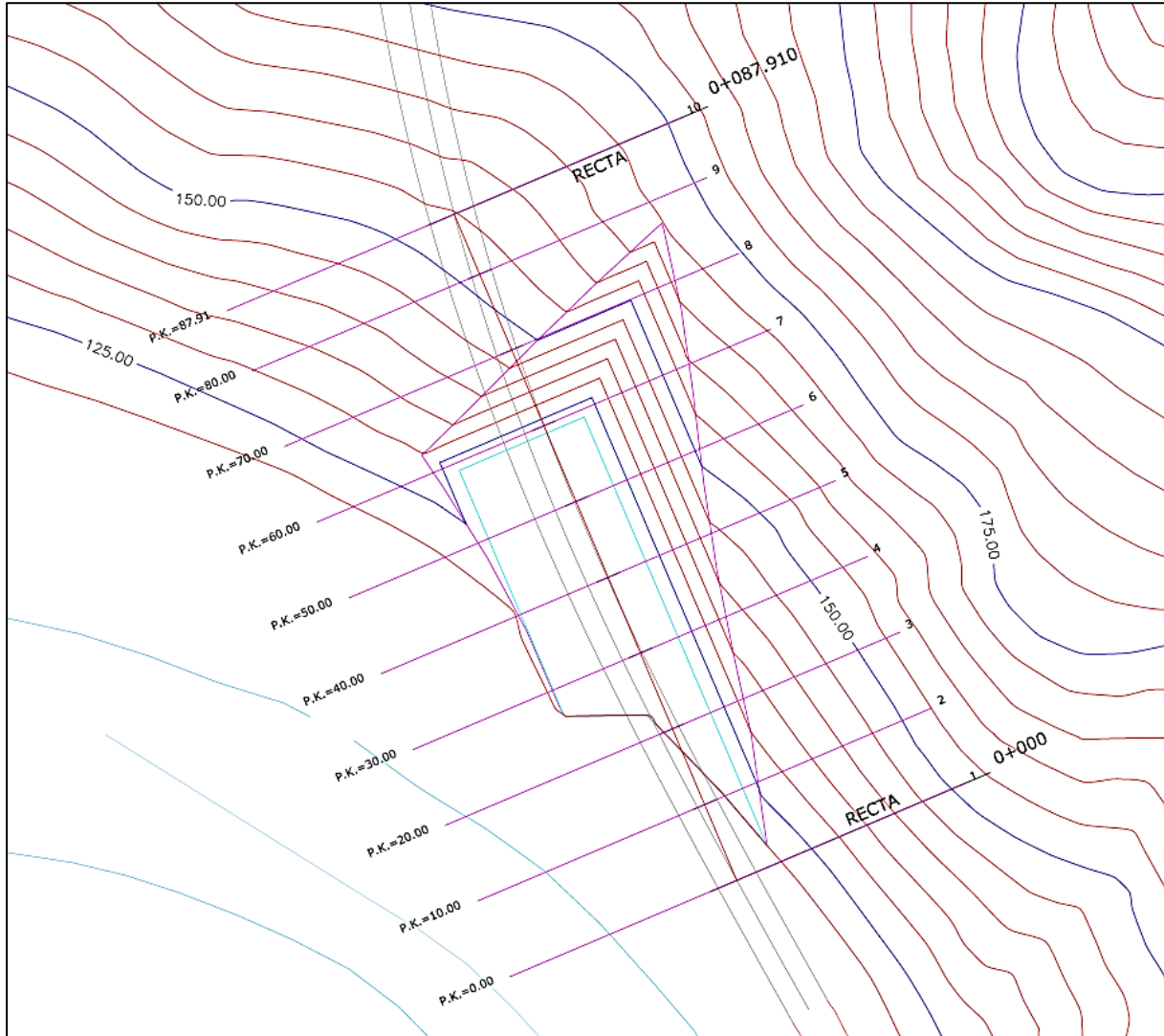


Ilustración 46 Perfiles de cubijaje del talud sur. Elaboración Propia

Los volúmenes obtenidos han sido los siguientes:

P.K.	Sup.Des.(m <sup>2</sup> )	Sup.Ter.(m <sup>2</sup> )	Vol.Des.(m <sup>3</sup> )	Vol.Ter.(m <sup>3</sup> )
0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
			40,053	2,229
10,000	8,011	0,446	40,053	2,229
			218,622	2,622
20,000	35,714	0,079	258,675	4,851
			766,197	0,394
30,000	117,526	0,000	1024,871	5,245
			1573,850	1,080
40,000	197,244	0,216	2598,722	6,325

			2623,401	3,917
50,000	327,436	0,567	5222,123	10,242
			3905,240	2,836
60,000	453,612	0,000	9127,363	13,078
			2747,516	0,000
70,000	95,891	0,000	11874,879	13,078
			479,454	0,000
80,000	0,000	0,000	12354,333	13,078
			0,000	0,000
87,910	0,000	0,000	12354,333	13,078

<b>TOTALES</b>	
Volumen de Desmorte (m <sup>3</sup> )	12354,333
Volumen de Terraplén (m <sup>3</sup> )	13,078
Diferencia (Desmorte - Terraplén) (m <sup>3</sup> )	12341,255
Superficie Desbroce (m <sup>2</sup> )	0,000

## 4 Conclusiones

### 4.1 Talud Sur

Los factores de seguridad del talud natural obtenidos para cada tipo de rotura y análisis han sido:

Rotura	Factor de Seguridad Natural		Resultante
Planar	Calculado Manualmente	0,5875	0,58775
	"Plane Failure Analysis Module"	0,588	
Cuña	Estudio Probabilístico (Swedge)	1,917	1,916
	Estudio Determinista (Swedge)	1,91657	
	Wedge Failure Analysis Module	1,917	
Circular	Ábacos Hoek y Bray	2,96-3,33	3,519
	Slide	3,519	

*Tabla 4-1 Factores de seguridad obtenidos para el talud natural. Talud Sur-Elaboración Propia*

Por lo que se concluye que:

1. El talud es estable frente a la rotura global (rotura circular) puesto que el factor de seguridad obtenido, para todas las hipótesis analizadas es superior a 2.96 (la más desfavorable proporcionada por los ábacos de Hoek y Bray).
2. Con respecto a la estabilidad estructuralmente controlada el talud es susceptible de sufrir rotura planar debido a la orientación de los planos de junta. Para la corrección se llevara a cabo el bulonado presentado en el punto 2.4.1.1.3, obteniéndose finalmente un factor de seguridad de 3.

Los factores de seguridad obtenidos tras las implementaciones de estabilidad son:

Rotura	Factor de Seguridad Final
Planar	3
Cuña	1,916
Circular	3.519

*Tabla 4-2 Factores de Seguridad Obtenidos tras la implementación de estabilidad. Talud Sur. Elaboración Propia*

## 4.2 Talud Norte

Los factores de seguridad del talud natural obtenidos para cada tipo de rotura y análisis han sido:

Rotura	Factor de Seguridad Natural		Resultante
Planar	Calculado Manualmente	0,834	0,834
	"Plane Failure Analysis Module"	0,834	
Cuña	Estudio Probabilístico (Swedge)	1,246	1,23
	Estudio Determinista (Swedge)	1,246	
	Wedge Failure Analysis Module	1,2	
Circular	Ábacos Hoek y Bray	3,68-4,050	4,527
	Slide	4,527	

Tabla 4-3 Factores de seguridad obtenidos para el talud natural. Talud Norte. Elaboración Propia

Por lo que se concluye que para el Talud Norte:

1. El talud es estable frente a la rotura global (rotura circular) puesto que el factor de seguridad obtenido, para todas las hipótesis analizadas es superior a 3.68 (las más desfavorable proporcionada por los ábacos de Hoek y Bray).
2. Con respecto a la estabilidad estructuralmente controlada el talud es susceptible de sufrir rotura planar debido a la orientación de los planos de junta. Para la corrección se llevara a cabo el bulonado presentado en el punto 2.3.2.1.3, obteniéndose finalmente un factor de seguridad de 3.
3. En cuanto a la rotura por cuña , el talud arroja un factor de seguridad de 1.23 , que nos ha parecido bajo , además en el estudio probabilístico han aparecido posibles cuñas que podrían desestabilizar el talud , por lo que se llevan a cabo medidas estabilizadoras presentadas en el punto 2.3.2.2.1.2 consiguiendo elevar el factor de seguridad a 2.056.

Los factores de seguridad obtenidos tras las mejoras para la estabilidad del talud son los siguientes:

Rotura	Factor de Seguridad Final
Planar	3
Cuña	2,056
Circular	4.527

Tabla 4-4 Factores de seguridad obtenidos tras las mejoras de estabilidad. Talud Norte. Elaboración propia

## 5 Datos Obtenidos por los Programas Utilizados

### 5.1 Talud Sur

#### 5.1.1 Rotura Planar

##### 5.1.1.1 Plane Failure Analysis Module

- Plane Failure Analysis Module. Version 2.1.

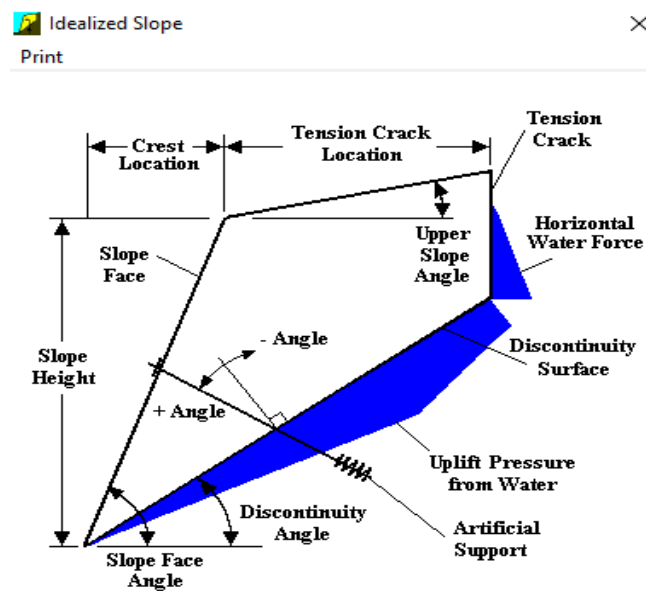
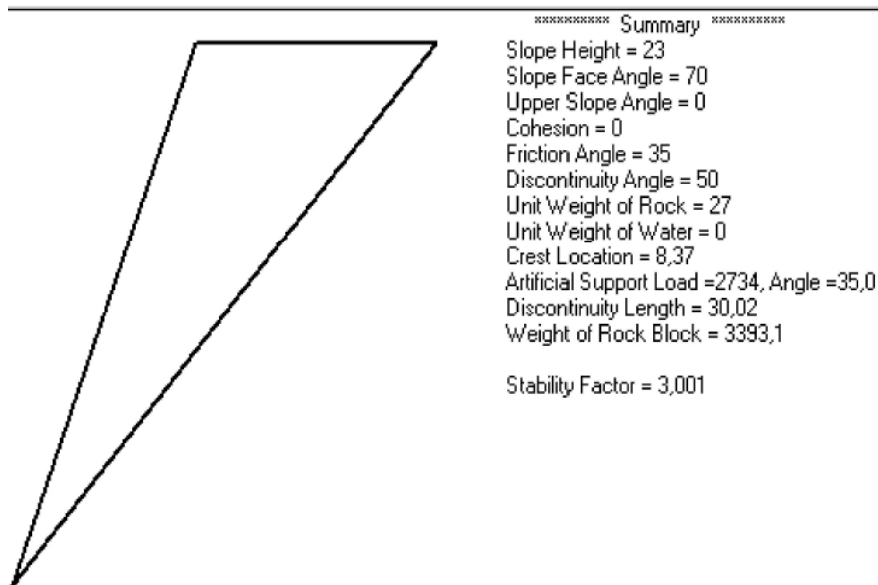


Ilustración 47 Significado de los datos introducidos. Plane Failure Analysis Module.



*Ilustración 48 Datos Obtenidos. Elaboración Propia*

## 5.1.2 Rotura Cuña

### 5.1.2.1 Programa Swedge

- Swedge.Version 4.080.Editor Rocscience. <https://www.rocscience.com/>

#### 5.1.2.1.1 Análisis Probabilístico

##### **Swedge Analysis Information**

**Document Name:**  
Ejercicio Talud 2.swd

**Job Title:**  
Ejercicio Talud Gallo 2

##### **Analysis Results:**

Analysis type=Probabilistic  
 Sampling method=Monte Carlo  
 Pseudo-random sampling=NO  
 Probability of failure=0  
 Number of samples=1000  
 Number of valid wedges=1000

Number of failed wedges=0  
 Number of safe wedges=1000

*Current Wedge Data – Mean Wedge:*



Safety factor=1.91657  
 Wedge height(on slope)=23 m  
 Wedge width(on upper face)=20.2097 m  
 Wedge volume=4031.31 m<sup>3</sup>

Wedge weight=10884.5 tonnes  
 Wedge area (joint1)=411.266 m<sup>2</sup>  
 Wedge area (joint2)=433.36 m<sup>2</sup>  
 Wedge area (slope)=348.909 m<sup>2</sup>  
 Wedge area (upper face)=401.035 m<sup>2</sup>  
 Wedge area (tension crack)=212.204 m<sup>2</sup>  
 Normal force (joint1)=9710.79 tonnes  
 Normal force (joint2)=6659.77 tonnes  
 Driving force=4352.15 tonnes  
 Resisting force=8341.22 tonnes

*Failure Mode:*

Sliding on intersection line (joints 1&2)

*Joint Sets 1&2 line of Intersection:*

plunge=23.5686 deg, trend=169.136 deg

*Trace Lengths:*

Joint1 on slope face=32.8292 m  
 Joint2 on slope face=26.2456 m  
 Joint1 on upper face=12 m  
 Joint2 on upper face=21.4498 m  
 Tension crack on upper face=22.0319 m

*Maximum Persistence:*

Joint1=39.3529 m  
 Joint2=39.9206 m

*Intersection Angles:*

J1&J2 on slope face = 54.085 deg  
 J1&Crest on slope face = 50.6417 deg  
 J1&Crest on upper face = 90.6759 deg  
 J2&Crest on slope face = 75.2732 deg  
 J2&Crest on upper face = 70.4214 deg  
 J1&TC on upper face = 111.204 deg  
 J2&TC on upper face = 87.6986 deg

**Joint Set 1 Data:**

*Dip (degrees):*

dist=NORMAL,mean=45 ,sd=3  
 minimum=35,maximum=55

*Dip Direction (degrees):*

dist=NORMAL,mean=105 ,sd=3

minimum=90,maximum=120

*Cohesion (tonnes/m<sup>2</sup>):*



dist=NONE,cohesion=0  
*Friction Angle (degrees):*  
 dist=NONE,friction angle=27

**Joint Set 2 Data:**

*Dip (degrees):*  
 dist=NORMAL,mean=70 ,sd=3  
 minimum=60,maximum=80  
*Dip Direction (degrees):*

dist=NORMAL,mean=250 ,sd=3  
 minimum=235,maximum=265  
*Cohesion (tonnes/m2):*  
 dist=NONE,cohesion=0  
*Friction Angle (degrees):*  
 dist=NONE,friction angle=27

**Slope Data:**

*Dip (degrees):*  
 dist=NONE,dip=70  
*Dip Direction (degrees):*  
 dist=NONE,dip direction=185  
*Other Data:*  
 Slope height=23 meters  
 Rock unit weight=2.7 tonnes/m3  
 Water pressures in the slope=NO  
 Overhanging slope face=NO  
 Externally applied force=NO  
 Tension crack=YES

**Upper Face Data:**

*Dip (degrees):*  
 dist=NONE,dip=12  
*Dip Direction (degrees):*  
 dist=NONE,dip direction=195

**Tension Crack Data:**

*Dip (degrees):*  
 dist=NORMAL,mean=70 ,sd=3  
 minimum=60,maximum=80  
*Dip Direction (degrees):*  
 dist=NORMAL,mean=165 ,sd=3  
 minimum=150,maximum=180  
*Trace Length:*  
 trace length=12 meters

**Wedge Vertices – Mean Wedge:**

*Coordinates in Easting,Northing,Up Format*  
 1=Joint1, 2=Joint2, 3=Upper Face, 4=Slope, 5=Tension Crack  
 Point 124: 0, 0, 0



Point 134: -21.1, 10.2, 23  
 Point 234: 6.33, 8.25, 24.1  
 Point 135: -20.5, 22, 25.4  
 Point 125: -3.88, 20.2, 8.98  
 Point 235: 0.441, 28.5, 27.9

### 5.1.2.1.2 Análisis Determinístico

#### **Swedge Analysis Information**

**Document Name:**

Ejercicio Talud 2.swd

**Job Title:**

Ejercicio Talud Gallo 2

**Analysis Results:**

Analysis type=Deterministic  
 Safety Factor=1.91657  
 Wedge height(on slope)=23 m  
 Wedge width(on upper face)=20.2097 m  
 Wedge volume=4031.31 m3  
 Wedge weight=10884.5 tonnes  
 Wedge area (joint1)=411.266 m2  
 Wedge area (joint2)=433.36 m2  
 Wedge area (slope)=348.909 m2  
 Wedge area (upper face)=401.035 m2  
 Wedge area (tension crack)=212.204 m2  
 Normal force (joint1)=9710.79 tonnes  
 Normal force (joint2)=6659.77 tonnes  
 Driving force=4352.15 tonnes  
 Resisting force=8341.22 tonnes

*Failure Mode:*

Sliding on intersection line (joints 1&2)

*Joint Sets 1&2 line of Intersection:*

plunge=23.5686 deg, trend=169.136 deg  
 length=22.4582 m

*Trace Lengths:*

Joint1 on slope face=32.8292 m  
 Joint2 on slope face=26.2456 m  
 Joint1 on upper face=12 m  
 Joint2 on upper face=21.4498 m  
 Tension crack on upper face=22.0319 m

*Maximum Persistence:*

Joint1=39.3529 m  
 Joint2=39.9206 m

*Intersection Angles:*

J1&J2 on slope face = 54.085 deg  
 J1&Crest on slope face = 50.6417 deg



J1&Crest on upper face = 90.6759 deg  
 J2&Crest on slope face = 75.2732 deg  
 J2&Crest on upper face = 70.4214 deg  
 J1&TC on upper face = 111.204 deg  
 J2&TC on upper face = 87.6986 deg

**Joint Set 1 Data:**

dip=45 deg, dip direction=105 deg  
 cohesion=0 tonnes/m2, friction angle=27 deg

**Joint Set 2 Data:**

dip=70 deg, dip direction=250 deg  
 cohesion=0 tonnes/m2, friction angle=27 deg

**Slope Data:**

dip=70 deg, dip direction=185 deg  
 slope height=23 meters  
 rock unit weight=2.7 tonnes/m3  
 Water pressures in the slope=NO  
 Overhanging slope face=NO  
 Externally applied force=NO  
 Tension crack=YES

**Upper Face Data:**

dip=12 deg, dip direction=195 deg

**Tension Crack Data:**

dip=70 deg, dip direction=165 deg  
 trace length=12 meters

**Wedge Vertices:**

*Coordinates in Easting,Northing,Up Format*  
*1=Joint1, 2=Joint2, 3=Upper Face, 4=Slope, 5=Tension Crack*  
 Point 124: 0, 0, 0  
 Point 134: -21.1, 10.2, 23  
 Point 234: 6.33, 8.25, 24.1  
 Point 135: -20.5, 22, 25.4  
 Point 125: -3.88, 20.2, 8.98  
 Point 235: 0.441, 28.5, 27.9

### **5.1.2.2 Wedge Failure Analysis Module**

- Programa Wedge Failure Analysis Module. Version 2.1. Editado por E. Bane Kroeger. Department of Mining and Mineral Resources Engineering. Southern Illinois University.

\*\*\*\*\* Summary \*\*\*\*\*

Input Data File = Rotura cuña 2.wf2

Rock Unit Weight = 27

Unit Weight of Water = 0

Slope Crest Height = 23

Slope face does not overhang toe.

Discontinuity 1: Direction = 105, Dip = 45

Cohesion = 0, Friction angle = 27

Discontinuity 2: Direction = 250, Dip = 70

Cohesion = 0, Friction angle = 27

Slope Face: Direction = 185, Dip = 70

Upper Slope Face: Direction = 195, Dip = 12

Tension Crack: Direction = 165, Dip = 70

Tension Crack Location = 12

Dry Discontinuities.

Weight of Wedge = 108845.4

Intersection of Discontinuities:

Trend = 169.1, Plunge = 23.6

There is contact on both discontinuities.

Stability Factor = 1.917

### 5.1.3 Rotura Circular

#### 5.1.3.1 Programa Slide

- Slide.Version 5.014.Editor Rocscience. <https://www.rocscience.com/>

## ***Slide Analysis Information***

### **Document Name**

File Name: ejercicio final cuarcitas.sli

### **Project Settings**

Project Title: SLIDE - An Interactive Slope Stability Program

Failure Direction: Right to Left

Units of Measurement: SI Units

Pore Fluid Unit Weight: 9.81 kN/m<sup>3</sup>

Groundwater Method: Water Surfaces

Data Output: Standard

Calculate Excess Pore Pressure: Off

Allow Ru with Water Surfaces or Grids: Off

Random Numbers: Pseudo-random Seed

Random Number Seed: 10116

Random Number Generation Method: Park and Miller v.3

### **Analysis Methods**

Analysis Methods used:

Bishop simplified

Janbu simplified

Number of slices: 25

Tolerance: 0.005

Maximum number of iterations: 50

### **Surface Options**

Surface Type: Circular

Radius increment: 10

Minimum Elevation: Not Defined

Composite Surfaces: Disabled

Reverse Curvature: Create Tension Crack

### **Material Properties**

Material: Cuarcitas

Strength Type: Mohr-Coulomb



Unit Weight: 27 kN/m<sup>3</sup>  
 Cohesion: 350 kPa  
 Friction Angle: 35 degrees  
 Water Surface: None

### **Global Minimums**

#### Method: bishop simplified

FS: 3.518550  
 Center: 14.793, 41.713  
 Radius: 22.032  
 Left Slip Surface Endpoint: 20.122, 20.335  
 Right Slip Surface Endpoint: 36.825, 41.713  
 Left Slope Intercept: 20.122 20.335  
 Right Slope Intercept: 36.825 43.000  
 Resisting Moment=264085 kN-m  
 Driving Moment=75055 kN-m

#### Method: janbu simplified

FS: 5.185220  
 Center: 6.857, 57.585  
 Radius: 34.289  
 Left Slip Surface Endpoint: 22.591, 27.119  
 Right Slip Surface Endpoint: 37.889, 43.000  
 Resisting Horizontal Force=6422.62 kN  
 Driving Horizontal Force=1238.64 kN

### **Valid / Invalid Surfaces**

#### Method: bishop simplified

Number of Valid Surfaces: 4007  
 Number of Invalid Surfaces: 844  
 Error Codes:  
 Error Code -108 reported for 132 surfaces  
 Error Code -109 reported for 3 surfaces  
 Error Code -112 reported for 192 surfaces  
 Error Code -1000 reported for 517 surfaces

#### Method: janbu simplified

Number of Valid Surfaces: 1341  
 Number of Invalid Surfaces: 3510  
 Error Codes:  
 Error Code -108 reported for 2456 surfaces  
 Error Code -109 reported for 3 surfaces  
 Error Code -111 reported for 342 surfaces  
 Error Code -112 reported for 192 surfaces  
 Error Code -1000 reported for 517 surfaces

### **Error Codes**

The following errors were encountered during the computation:

-108 = Total driving moment or total driving force  $< 0.1$ . This is to limit the calculation of extremely high safety factors if the driving force is very small (0.1 is an arbitrary number).

-109 = Soiltype for slice base not located. This error should occur very rarely, if at all. It may occur if a very low number of slices is combined with certain soil geometries, such that the midpoint of a slice base is actually outside the soil region, even though the slip surface is wholly within the soil region.

-111 = safety factor equation did not converge

-112 = The coefficient  $M\text{-Alpha} = \cos(\alpha)(1 + \tan(\alpha)\tan(\phi))/F$   $< 0.2$  for the final iteration of the safety factor calculation. This screens out some slip surfaces which may not be valid in the context of the analysis, in particular, deep seated slip surfaces with many high negative base angle slices in the passive zone.

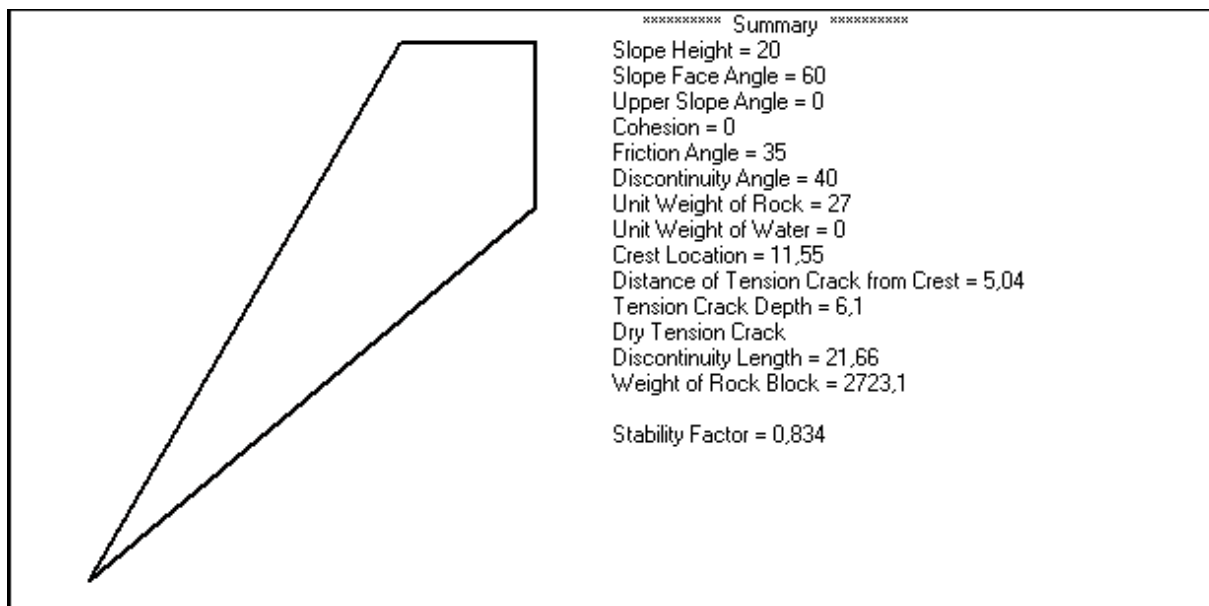
-1000 = No valid slip surfaces are generated at a grid center. Unable to draw a surface.

## 5.2 Talud Norte

### 5.2.1 Rotura Planar

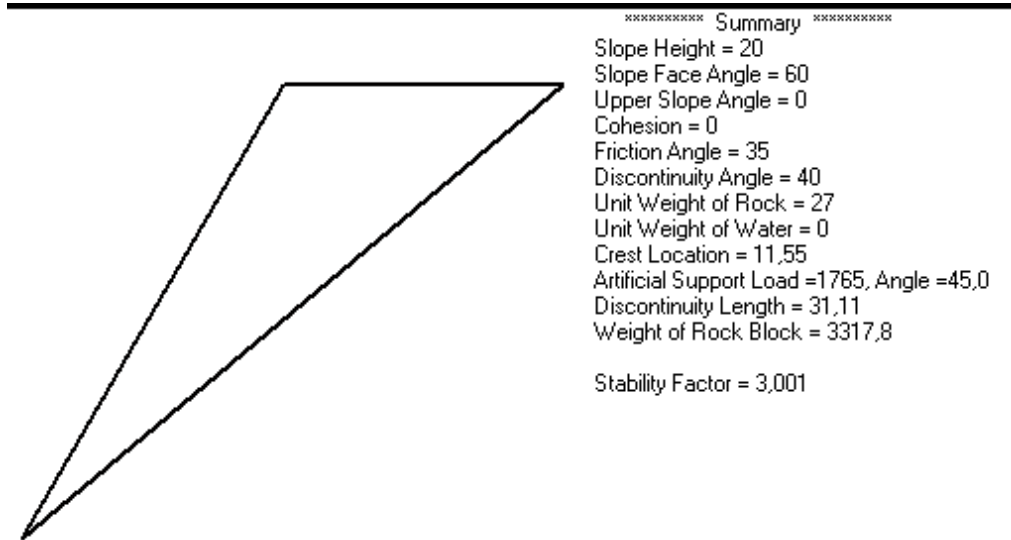
#### 5.2.1.1 Plane Failure Analysis Module

– Resultados del talud Natural:





– Resultados del Talud Bulonado:



## 5.2.2 Rotura Cuña

### 5.2.2.1 Programa Swedge

#### 5.2.2.1.1 Análisis Probabilístico

La siguiente Información incluye el bulonado.

### ***Swedge Analysis Information***

**Document Name:**

Talud Norte.swd

**Job Title:**

SWEDGE - Surface Wedge Stability Analysis

**Analysis Results:**

Analysis type=Probabilistic  
Sampling method=Monte Carlo  
Pseudo-random sampling=NO  
Probability of failure=0  
Number of samples=1000  
Number of valid wedges=869  
Number of failed wedges=0  
Number of safe wedges=869

*Current Wedge Data - Mean Wedge:*

Safety factor=1.9968  
Wedge height(on slope)=20 m  
Wedge width(on upper face)=10.7598 m  
Wedge volume=436.046 m<sup>3</sup>



Wedge weight=1177.32 tonnes  
 Wedge area (joint1)=151.963 m<sup>2</sup>  
 Wedge area (joint2)=136.472 m<sup>2</sup>  
 Wedge area (slope)=125.684 m<sup>2</sup>  
 Wedge area (upper face)=70.9951 m<sup>2</sup>  
 Wedge area (tension crack)=6.87072 m<sup>2</sup>  
 Normal force (joint1)=766.09 tonnes  
 Normal force (joint2)=911.355 tonnes  
 Driving force=588.222 tonnes  
 Resisting force=1174.56 tonnes

*Failure Mode:*

Sliding on intersection line (joints 1&2)

*Joint Sets 1&2 line of Intersection:*

plunge=44.2544 deg, trend=204.23 deg

*Trace Lengths:*

Joint1 on slope face=22.1312 m

Joint2 on slope face=24.5653 m

Joint1 on upper face=12 m

Joint2 on upper face=10.8316 m

Tension crack on upper face=3.14234 m

*Maximum Persistence:*

Joint1=29.6385 m

Joint2=31.2937 m

*Intersection Angles:*

J1&J2 on slope face = 27.5398 deg

J1&Crest on slope face = 88.2382 deg

J1&Crest on upper face = 53.1482 deg

J2&Crest on slope face = 64.222 deg

J2&Crest on upper face = 83.3989 deg

J1&TC on upper face = 148.467 deg

J2&TC on upper face = 74.986 deg

**Joint Set 1 Data:***Dip (degrees):*

dist=NORMAL,mean=70 ,sd=3

minimum=60,maximum=80

*Dip Direction (degrees):*

dist=NORMAL,mean=135 ,sd=3

minimum=120,maximum=150

*Cohesion (tonnes/m<sup>2</sup>):*

dist=NONE,cohesion=0

*Friction Angle (degrees):*

dist=NONE,friction angle=35

**Joint Set 2 Data:***Dip (degrees):*





dist=NORMAL,mean=60 ,sd=3  
 minimum=50,maximum=70  
*Dip Direction (degrees):*  
 dist=NORMAL,mean=260 ,sd=3  
 minimum=245,maximum=275  
*Cohesion (tonnes/m2):*  
 dist=NONE,cohesion=0  
*Friction Angle (degrees):*  
 dist=NONE,friction angle=35

**Slope Data:**

*Dip (degrees):*  
 dist=NONE,dip=65  
*Dip Direction (degrees):*  
 dist=NONE,dip direction=185  
*Other Data:*  
 Slope height=20 meters  
 Rock unit weight=2.7 tonnes/m3  
 Water pressures in the slope=NO  
 Overhanging slope face=NO  
 Externally applied force=NO  
 Tension crack=YES

**Upper Face Data:**

*Dip (degrees):*  
 dist=NONE,dip=12  
*Dip Direction (degrees):*  
 dist=NONE,dip direction=195

**Tension Crack Data:**

*Dip (degrees):*  
 dist=NORMAL,mean=70 ,sd=3  
 minimum=60,maximum=80  
*Dip Direction (degrees):*  
 dist=NORMAL,mean=165 ,sd=3  
 minimum=150,maximum=180  
*Trace Length:*  
 trace length=12 meters

**Bolt Data:**

Number of bolts=1  
  
*Bolt #1*  
 bolt model=active  
 trend=20 deg, plunge=-9.99961 deg  
 length=12 meters  
 anchored length=1.54874 meters  
 capacity=283 tonnes

**Wedge Vertices - Mean Wedge:**



*Coordinates in Easting,Northing,Up Format*  
 1=Joint1, 2=Joint2, 3=Upper Face, 4=Slope, 5=Tension Crack  
 Point 124: 0, 0, 0  
 Point 134: -0.858, 9.44, 20  
 Point 234: 10.5, 8.66, 20.5  
 Point 135: 6.88, 18.3, 22.3  
 Point 125: 7.65, 17, 18.2  
 Point 235: 9.86, 19.3, 22.6

### 5.2.2.1.2 Análisis Determinístico

Incluye información del bulonado

#### **Swedge Analysis Information**

**Document Name:**  
 Talud Norte.swd

**Job Title:**  
 SWEDGE - Surface Wedge Stability Analysis

#### **Analysis Results:**

Analysis type=Deterministic  
 Safety Factor=1.9968  
 Wedge height(on slope)=20 m  
 Wedge width(on upper face)=10.7598 m  
 Wedge volume=436.046 m3  
 Wedge weight=1177.32 tonnes  
 Wedge area (joint1)=151.963 m2  
 Wedge area (joint2)=136.472 m2  
 Wedge area (slope)=125.684 m2  
 Wedge area (upper face)=70.9951 m2  
 Wedge area (tension crack)=6.87072 m2  
 Normal force (joint1)=766.09 tonnes  
 Normal force (joint2)=911.355 tonnes  
 Driving force=588.222 tonnes  
 Resisting force=1174.56 tonnes

*Failure Mode:*  
 Sliding on intersection line (joints 1&2)

*Joint Sets 1&2 line of Intersection:*  
 plunge=44.2544 deg, trend=204.23 deg  
 length=26.0197 m

*Trace Lengths:*  
 Joint1 on slope face=22.1312 m  
 Joint2 on slope face=24.5653 m  
 Joint1 on upper face=12 m  
 Joint2 on upper face=10.8316 m  
 Tension crack on upper face=3.14234 m

*Maximum Persistence:*



Joint1=29.6385 m  
Joint2=31.2937 m

*Intersection Angles:*

J1&J2 on slope face = 27.5398 deg  
J1&Crest on slope face = 88.2382 deg  
J1&Crest on upper face = 53.1482 deg  
J2&Crest on slope face = 64.222 deg  
J2&Crest on upper face = 83.3989 deg  
J1&TC on upper face = 148.467 deg  
J2&TC on upper face = 74.986 deg

**Joint Set 1 Data:**

dip=70 deg, dip direction=135 deg  
cohesion=0 tonnes/m<sup>2</sup>, friction angle=35 deg

**Joint Set 2 Data:**

dip=60 deg, dip direction=260 deg  
cohesion=0 tonnes/m<sup>2</sup>, friction angle=35 deg

**Slope Data:**

dip=65 deg, dip direction=185 deg  
slope height=20 meters  
rock unit weight=2.7 tonnes/m<sup>3</sup>  
Water pressures in the slope=NO  
Overhanging slope face=NO  
Externally applied force=NO  
Tension crack=YES

**Upper Face Data:**

dip=12 deg, dip direction=195 deg

**Tension Crack Data:**

dip=70 deg, dip direction=165 deg  
trace length=12 meters

**Bolt Data:**

Number of bolts=1

*Bolt #1*

bolt model=active  
trend=20 deg, plunge=-9.99961 deg  
length=12 meters  
anchored length=1.54874 meters  
capacity=283 tonnes

**Wedge Vertices:**

*Coordinates in Easting,Northing,Up Format*



1=Joint1, 2=Joint2, 3=Upper Face, 4=Slope, 5=Tension Crack

Point 124: 0, 0, 0

Point 134: -0.858, 9.44, 20

Point 234: 10.5, 8.66, 20.5

Point 135: 6.88, 18.3, 22.3

Point 125: 7.65, 17, 18.2

Point 235: 9.86, 19.3, 22.6

### 5.2.2.2 Wedge Analysis Module Análisis

- Información del talud natural (antes de estabilización).

\*\*\*\*\* Summary \*\*\*\*\*

Rock Unit Weight = 27

Unit Weight of Water = 0

Slope Crest Height = 20

Slope face does not overhang toe.

Discontinuity 1: Direction = 135, Dip = 70

Cohesion = 0, Friction angle = 35

Discontinuity 2: Direction = 260, Dip = 60

Cohesion = 0, Friction angle = 35

Slope Face: Direction = 185, Dip = 65

Upper Slope Face: Direction = 195, Dip = 12

Tension Crack: Direction = 165, Dip = 70

Tension Crack Location = 12

Dry Discontinuities.

Weight of Wedge = 11773.2

Intersection of Discontinuities:

Trend = 204.2, Plunge = 44.3

There is contact on both discontinuities.



Stability Factor = 1.2

– Información de después de estabilizar el talud:

\*\*\*\*\* Summary \*\*\*\*\*

Rock Unit Weight = 27

Unit Weight of Water = 0

Slope Crest Height = 20

Slope face does not overhang toe.

Discontinuity 1: Direction = 135, Dip = 70

Cohesion = 0, Friction angle = 35

Discontinuity 2: Direction = 260, Dip = 60

Cohesion = 0, Friction angle = 35

Slope Face: Direction = 185, Dip = 65

Upper Slope Face: Direction = 195, Dip = 12

Tension Crack: Direction = 165, Dip = 70

Tension Crack Location = 12

Dry Discontinuities.

Weight of Wedge = 11773.2

Intersection of Discontinuities:

Trend = 204.2, Plunge = 44.3

Contact on both discontinuities is assumed

after application of artificial support.

Calculated Artificial Support Load: 2832

Direction: 346.1

Angle: 20.1

Stability Factor = 2

### 5.2.3 Rotura Circular

#### 5.2.3.1 Programa Slide

## ***Slide Analysis Information***

### **Document Name**

File Name: talud norte.sli

### **Project Settings**

Project Title: SLIDE - An Interactive Slope Stability Program

Failure Direction: Right to Left

Units of Measurement: SI Units

Pore Fluid Unit Weight: 9.81 kN/m<sup>3</sup>

Groundwater Method: Water Surfaces

Data Output: Standard

Calculate Excess Pore Pressure: Off

Allow Ru with Water Surfaces or Grids: Off

Random Numbers: Pseudo-random Seed

Random Number Seed: 10116

Random Number Generation Method: Park and Miller v.3

### **Analysis Methods**

Analysis Methods used:

Bishop simplified

Janbu simplified

Number of slices: 25

Tolerance: 0.005

Maximum number of iterations: 50

### **Surface Options**

Surface Type: Circular

Radius increment: 10

Minimum Elevation: Not Defined

Composite Surfaces: Disabled

Reverse Curvature: Create Tension Crack

### **Material Properties**

Material: Cuarcitas

Strength Type: Mohr-Coulomb

Unit Weight: 27 kN/m<sup>3</sup>  
 Cohesion: 350 kPa  
 Friction Angle: 35 degrees  
 Water Surface: None

### **Global Minimums**

#### Method: bishop simplified

FS: 4.527390  
 Center: 11.543, 29.417  
 Radius: 19.431  
 Left Slip Surface Endpoint: 10.026, 10.045  
 Right Slip Surface Endpoint: 30.973, 29.417  
 Left Slope Intercept: 10.026 10.045  
 Right Slope Intercept: 30.973 30.000  
 Resisting Moment=274719 kN-m  
 Driving Moment=60679.3 kN-m

#### Method: janbu simplified

FS: 4.948590  
 Center: 5.130, 37.112  
 Radius: 26.878  
 Left Slip Surface Endpoint: 10.441, 10.763  
 Right Slip Surface Endpoint: 31.050, 30.000  
 Resisting Horizontal Force=9240.46 kN  
 Driving Horizontal Force=1867.29 kN

### **Valid / Invalid Surfaces**

#### Method: bishop simplified

Number of Valid Surfaces: 4039  
 Number of Invalid Surfaces: 812  
 Error Codes:  
 Error Code -112 reported for 53 surfaces  
 Error Code -1000 reported for 759 surfaces

#### Method: janbu simplified

Number of Valid Surfaces: 1681  
 Number of Invalid Surfaces: 3170  
 Error Codes:  
 Error Code -108 reported for 2010 surfaces  
 Error Code -111 reported for 348 surfaces  
 Error Code -112 reported for 53 surfaces  
 Error Code -1000 reported for 759 surfaces

### **Error Codes**

The following errors were encountered during the computation:

-108 = Total driving moment  
 or total driving force < 0.1. This is to  
 limit the calculation of extremely high safety  
 factors if the driving force is very small  
 (0.1 is an arbitrary number).



-111 = safety factor equation did not converge

-112 = The coefficient  $M\text{-}\alpha = \frac{\cos(\alpha)(1 + \tan(\alpha)\tan(\phi))}{F}$

< 0.2 for the final iteration of the safety factor calculation. This screens out some slip surfaces which may not be valid in the context of the analysis, in particular, deep seated slip surfaces with many high negative base angle slices in the passive zone.

-1000 = No valid slip surfaces are generated at a grid center. Unable to draw a surface.