

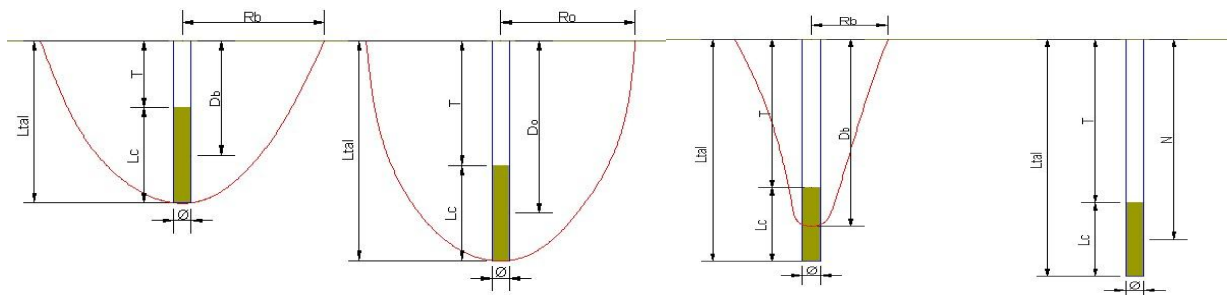
DISEÑO DE VOLADURA EN CRÁTER APLICANDO NUEVO MODELO MATEMATICO

Investigado por: Rene W. Ojeda Mestas
Ingeniero de Minas
CIP 110595

E-mail: rene_ojeda_mestas@hotmail.com
Perú - 2010

Resumen

Este diseño de voladura en cráter trata de un método mas practico que la teoría de Livingston, por consiguiente no se necesita realizar varias pruebas de campo para determinar la distancia optima de la carga esférica, sino más bien aplicando la nueva teoría, esta distancia optima se calcula mediante una ecuación matemática; que se plantea a traves de pruebas de voladura en cráter como se muestra en las figuras:



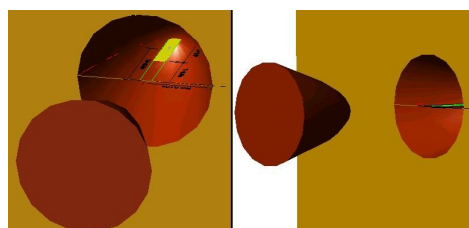
donde:

- ϕ = Diámetro del taladro
- L_c = Longitud de carga
- T = Taco
- L_{tal} = Longitud de taladro
- R_b = Radio variable
- D_b = Distancia variable
- D_o = Distancia optima
- N = Distancia critica

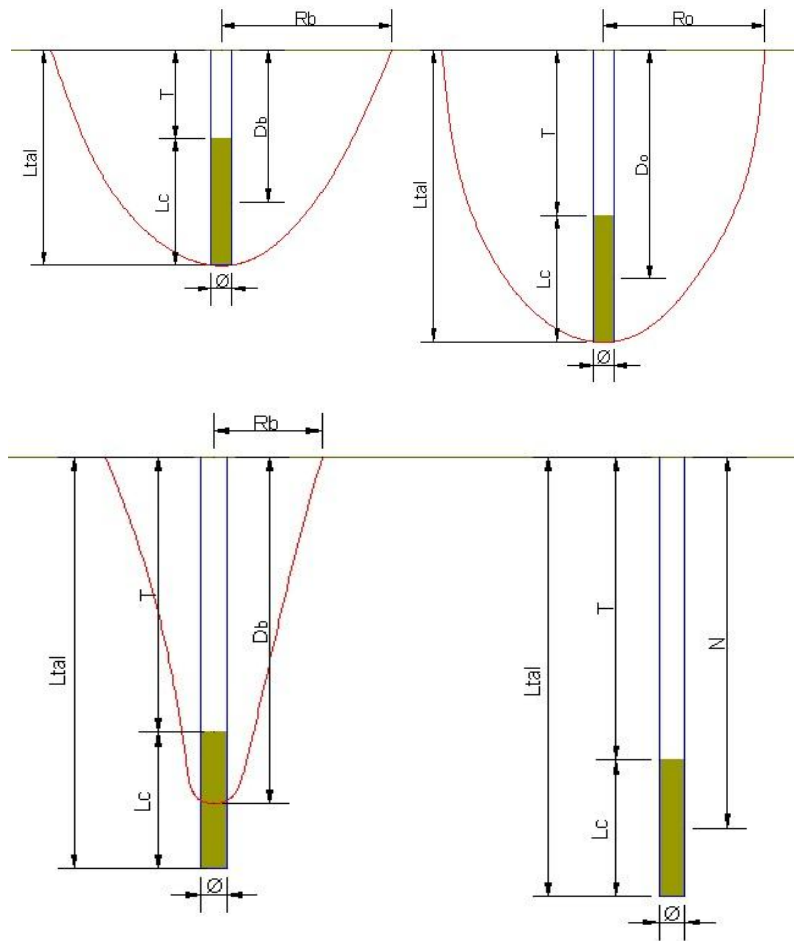
Esta ecuación es planteada con las variables de:

- ☛ Parámetros de roca; como el esfuerzo tensivo de la roca (σ_r), que es determinado por los criterios del Dr. Evert Hoek, el R.Q.D. por criterio geomecánico.
- ☛ Parámetros de explosivo; la presión de detonación de los explosivos (P_oD) a utilizarse.
- ☛ Parámetros de perforación; el diámetro del taladro(ϕ) y longitud de carga $L_c=6\phi$

Además esta nueva teoría calcula el radio del cráter, la distancia critica, el espacimiento entre taladros y el volumen del cráter, y es aplicable para voladura subterránea y superficial en tipos de rocas elástico-plásticas y donde los costos de operación son mas bajos que la voladura convencional y favoreciendo al medio ambiente por la baja cantidad de gases que genera la voladura, seguridad por el daño controlado que se tiene sobre la roca. Y que puede ser aplicado no solamente para la explotación de tajeos sin no mas bien para la recuperación de pilares, en preparación y exploración de galerías, subniveles, rampas, chimeneas convencionales, y chimeneas con taladros largos.



1. FORMACIONES DE UN CRÁTER



donde:

- ϕ = Diámetro del taladro
- L_c = Longitud de carga
- T = Taco
- L_{tal} = Longitud de taladro
- R_b = Radio variable
- D_b = Distancia variable
- D_o = Distancia optima
- N = Distancia critica

2. FORMULACIÓN MATEMÁTICA

Fig. 1 se tiene la superficie y la cara libre

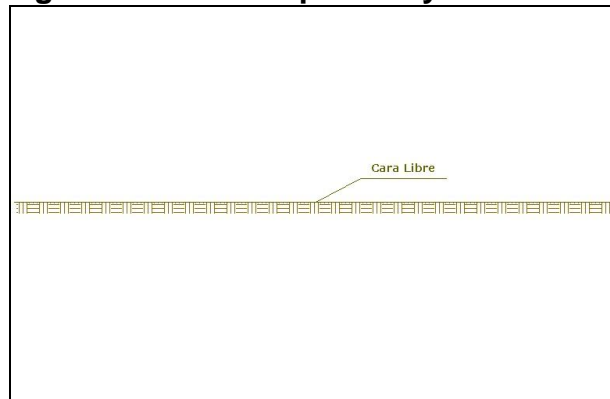


Fig. 2 se realiza la perforación

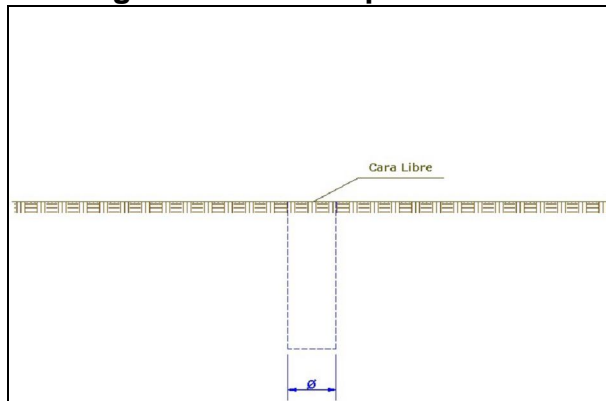


Fig. 3 se realiza la carga de explosivo, a una profundidad

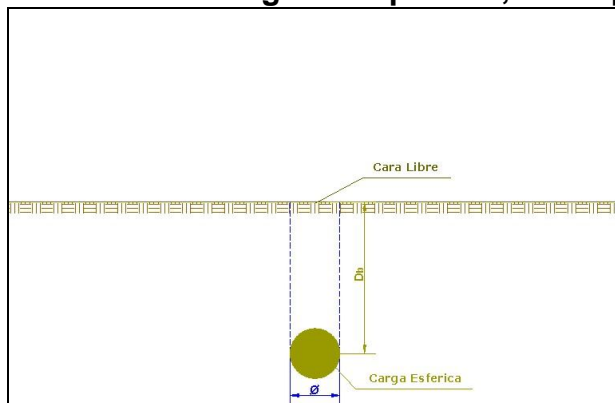


Fig. 4 se realiza la detonación del explosivo, produciendo ondas

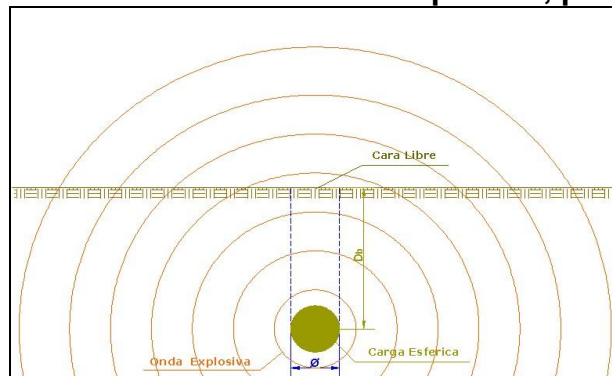


Fig. 5 se produce las ondas reflejadas

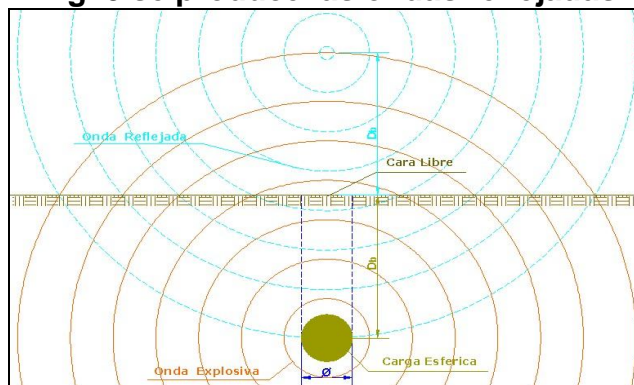


Fig. 6 se forma el cráter a causa de las ondas reflejadas

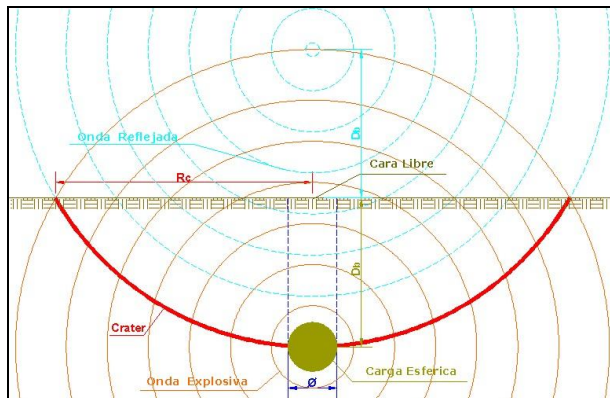
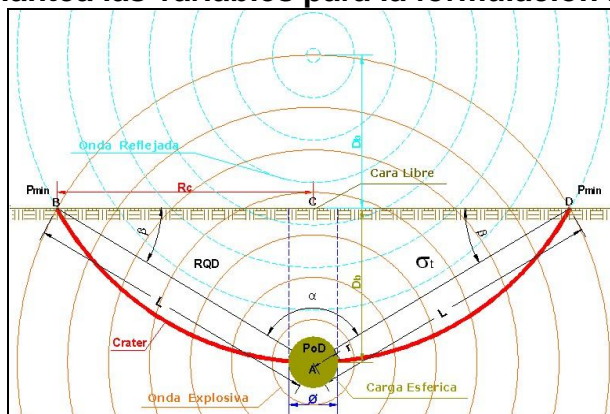
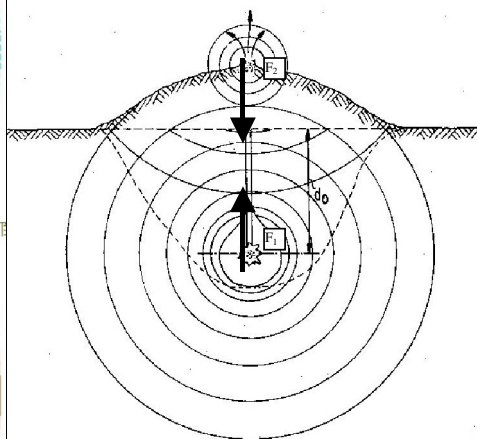
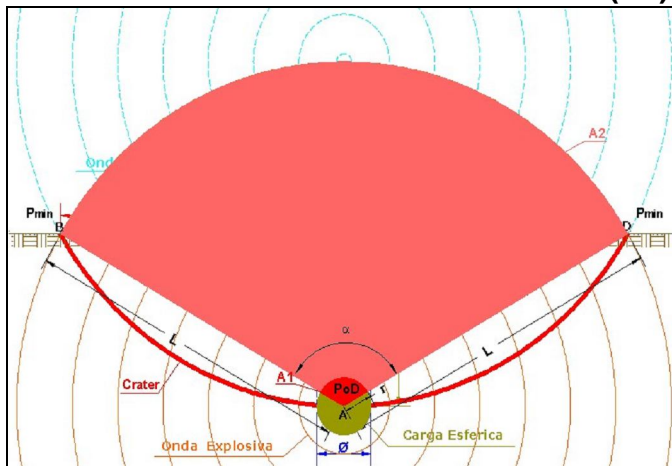


Fig. 7 se plantea las variables para la formulación matemática



2.1 Determinación del Radio del Cráter: (Rc)



De la fig. se observa que la F_1 es producido por la PoD y la F_2 es la resistencia de la roca a la tensión o presión mínima P_{min} , de la cual se realiza el D.C.L. en el eje.

$$Si \sum F = 0$$

$$F_1 - F_2 = 0$$

$$\therefore F_2 = F_1$$

$$\Rightarrow P_{min} * A_2 = P_o D * A_1$$

$$P_{min} * \left(\frac{1}{2} * L^2 * \alpha \right) = P_o D * \left(\frac{1}{2} * r^2 * \alpha \right)$$

simplicando :

$$\therefore P_{min} = P_o D * \left(\frac{r^2}{L^2} \right) \dots \dots \dots (a)$$

Se sabe que Presión de Detonación > Presión mínima ($P_o D > P_{\min}$) y También para que haya fragmentación de la roca, la $P_{\min} > \sigma_t$

$$\Rightarrow \sigma_t * RQD = K * P_{\min} \dots\dots\dots (b)$$

donde : $K = cte$

de la figura 7 se observa el triángulo Δ_{ABD}

$$\Delta_{ABD} = \frac{1}{2} L^2 * \sen \alpha = \frac{1}{2} 2 R_c * D_b$$

Despejando L

$$L^2 = \frac{2 R_c}{\sen \alpha} * D_b \dots\dots\dots (c)$$

Donde :

$$\frac{2 R_c}{\sen \alpha} = \frac{L}{\sen \beta} \dots\dots\dots (d)$$

y del triángulo Δ_{ABC}

$$\frac{L}{\sen 90^\circ} = \frac{D_b}{\sen \beta} \dots\dots\dots (e)$$

reemplazan do la ecuacion (e), (d) en (c), para demostrar K :

$$\sen^2 \beta = \frac{D_b^2}{L^2} = K$$

reemplazan do K en (b)

$$\therefore \sigma_t * RQD = P_{\min} * \left(\frac{D_b^2}{L^2} \right) \dots\dots (f)$$

reemplazan do la ecuacion (a) en (f) :

$$\sigma_t * RQD = P_o D * \left(\frac{r^2}{L^2} \right) * \left(\frac{D_b^2}{L^2} \right)$$

$$\left(\frac{L^2}{r * D_b} \right)^2 = \frac{P_o D}{\sigma_t * RQD}$$

$$\frac{D_b^2 + R_c^2}{r * D_b} = \sqrt{\frac{P_o D}{\sigma_t * RQD}}$$

Despejando : R_c

$$\text{donde : } r = \frac{\phi}{2}$$

$$P_o D = \frac{10^{-5} * \delta_e * V_o D^2}{4}$$

$$\therefore R_c = R_b = D_b * \sqrt{\frac{P_o D}{\sigma_t * RQD} * \left(\frac{\phi}{2 D_b} \right)^2} - 1 \dots (g)$$

3. Determinación De La Profundidad Crítica De La Carga Esférica: (N)

Para que haya una profundidad crítica el radio del cráter es cero, y por consiguiente la distancia variable D_b se transforma en distancia crítica N :

$$R_c = 0 \dots (h)$$

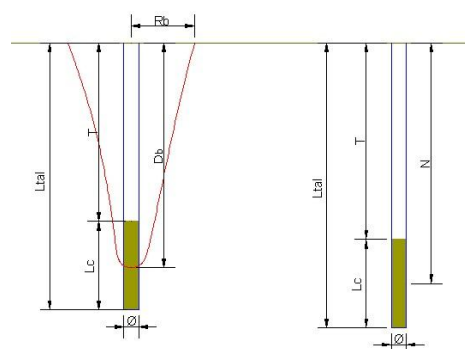
reemplazan do la ecuacion (h) en (g)

$$R_c = D_b * \sqrt{\frac{P_o D}{\sigma_t * RQD} * \left(\frac{\phi}{2 D_b} \right)^2} - 1$$

$$0 = D_b * \sqrt{\frac{P_o D}{\sigma_t * RQD} * \left(\frac{\phi}{2 D_b} \right)^2} - 1$$

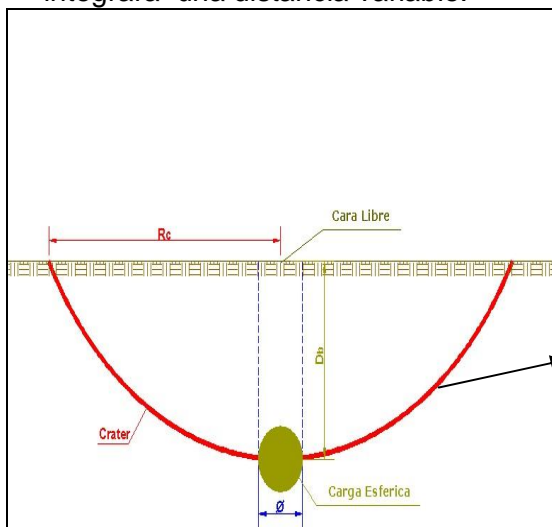
despejando :

$$D_b = N = \frac{\phi}{2} * \sqrt{\frac{P_o D}{\sigma_t * RQD}} \dots (i)$$



2.2 Determinación Del Volumen Variable Del Cráter: (V_b)

Para calcular el volumen según casos prácticos se tomara la ecuación de una parábola, y se integrara una distancia variable.



$$V = \pi \int_a^b g(x)^2 dy$$

Donde :

$$g(x) = x = \sqrt{y}$$

$$V_b = \pi \int_0^{db} (\sqrt{y})^2 dy$$

$$V_b = \frac{\pi}{2} * Y^2$$

$$Si : Y^2 = Y * Y = D_b * D_b = R_c^2 * D_b$$

$$\therefore V_b = \frac{\pi}{2} * R_c^2 * D_b \dots \dots \dots (j)$$

2.3 Determinación De La Profundidad Optima De La Carga Esférica: (d_o)

Para que haya una profundidad optima deberá haber también un volumen máximo (V_{max}) roto por la carga esférica y por consiguiente se resolverá por ecuaciones diferenciales de máximos y mínimos.

$$Si : V_b = \frac{\pi}{2} * R_c^2 * D_b$$

reemplazando la ecuación (g) en (j)

$$V_b = \frac{\pi}{2} \left(D_b * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD}} * \left(\frac{\phi}{2D_b} \right) - 1 \right)^2 d_b$$

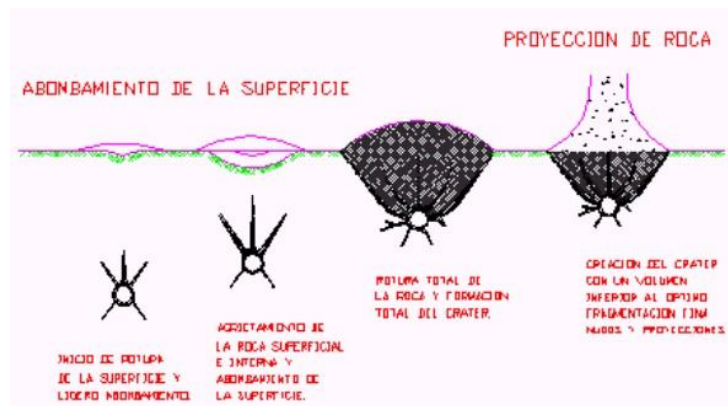
$$V_b = \frac{\pi}{4} D_b^2 * \phi * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD}} - \frac{\pi}{2} D_b^3$$

derivando por max y min

$$V_{max} = \frac{d(V_b)}{d(D_b)} = 0$$

$$0 = \frac{d}{d(D_b)} \left(\frac{\pi}{4} D_b^2 * \phi * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD}} - \frac{\pi}{2} D_b^3 \right)$$

$$D_o = D_b = \frac{\phi}{3} * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD}} \dots \dots \dots (k)$$



2.4 Determinación Del Radio Optimo Del Cráter: (R_o)

Si se tiene una profundidad optima (D_o) \Rightarrow se tendrá un radio optimo (R_o),

$$\therefore R_o = D_o * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD}} * \left(\frac{\phi}{2D_o} \right) - 1 \dots (l)$$

2.5 Determinación Del Volumen Optimo Roto: (V_o)

Teniendo una profundidad (d_o) y un radio optimo (R_o) se obtendrá también un volumen optimo (V_o)

$$V_o = \frac{\pi}{2} * R_o^2 * D_o \dots (m)$$

3. COMPARACIÓN CON LA TEORÍA DE LIVINGSTON

3.1 TEORIA DE LIVINGSTON

$$N = E * W^{1/3}$$

donde:

N= profundidad crítica (pies o m.)

W= peso de carga del explosivo (lb. o Kg)

E = factor de energía de deformación **(1.8 a 4.6)**(Pies/Lb^{1/3})

$$Do = \Delta E W^{1/3}$$

donde:

Do = profundidad critica(pie o m.)

Δ = relación de profundidad (Db/N) **(0.45 a 1)**

Db= profundidad variada (Db=Do cuando sea una profundidad optima)

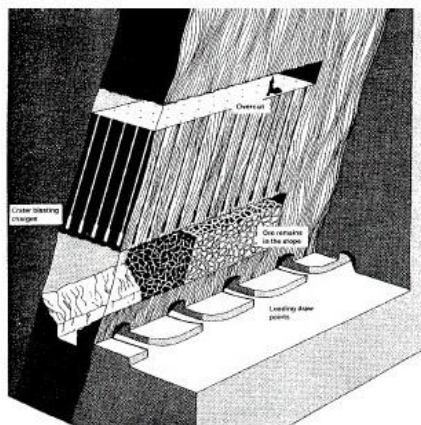


FIGURE 72.17 The vertical crater retreat mining method, Atlas Copco (1986)

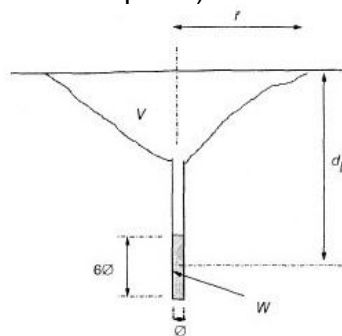


FIGURE 72.19 Cratering dimensions

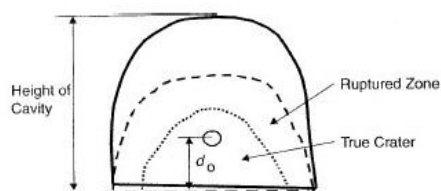


FIGURE 72.18 Principle for the VCR blasting method

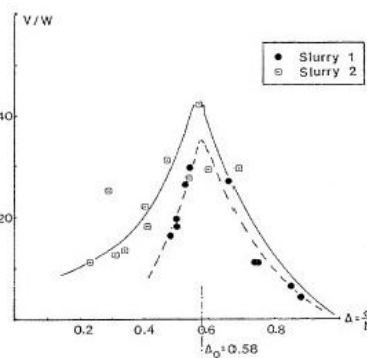
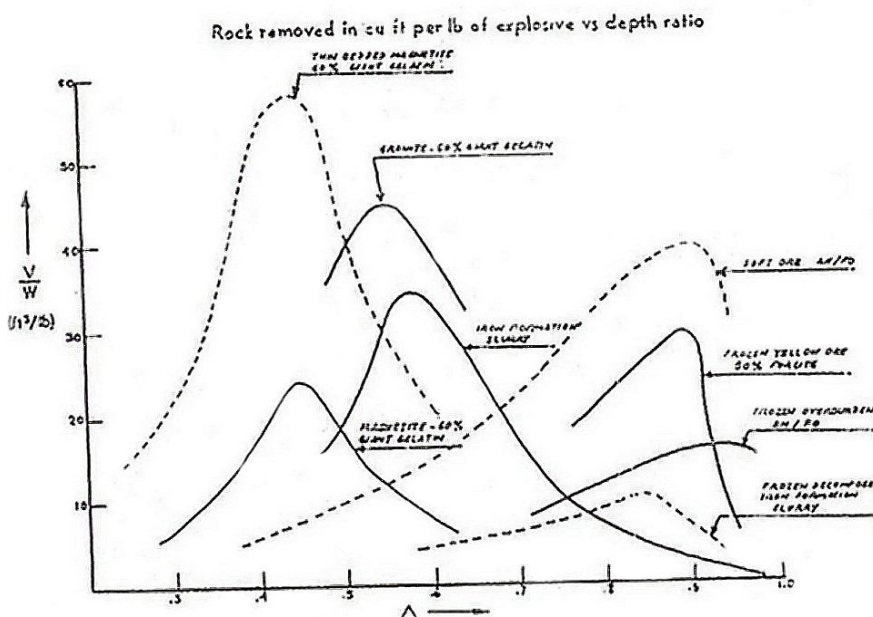
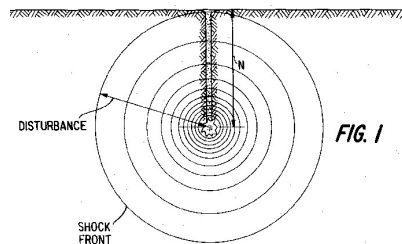


FIGURE 72.20 V/W (crater volume/charge weight) versus Δ (depth of burial d/critical distance N)



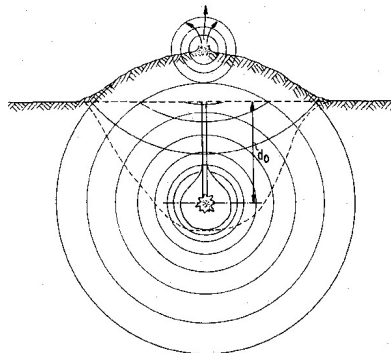
Profundidad Crítica(N)

Se obtiene una profundidad crítica (n) cuando el resultado de la voladura queda congelado(Tiro soplado) y el volumen roto es cero.



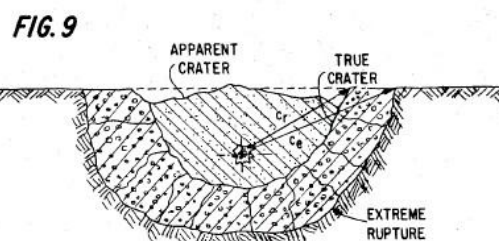
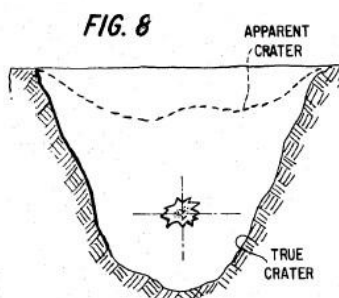
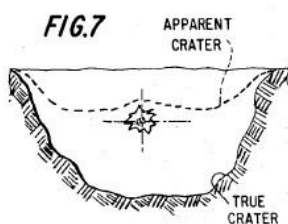
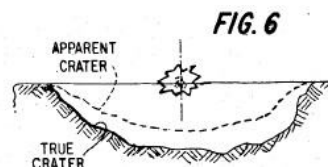
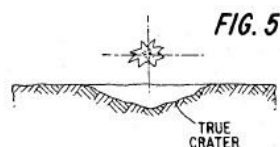
Profundidad Optima (d_o)

Se dice profundidad optimas (d_o) cuando en la voladura se forma el máximo cráter verdadero y se obtiene un volumen máximo roto



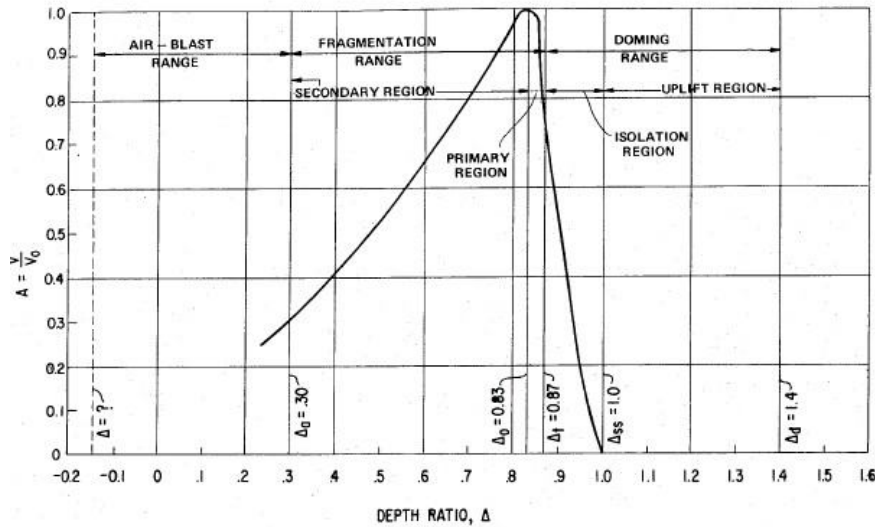
Diseño De Pruebas De Voladura en Cráter

Para determinar la distancia optima se realizan varias pruebas de voladura ubicando la carga esférica a distintas profundidades para así determinar la profundidad optima y profundidad critica



Curvas Idealizadas De Livingston

Esta curva se grafica utilizando la relación de volumen (V/V_0) versus la relación de profundidad (d_b/N)



Esta siguiente curva sé grafica utilizando la relación de volumen y peso del explosivo (V/W) versus la relación de profundidad (d_b/N)

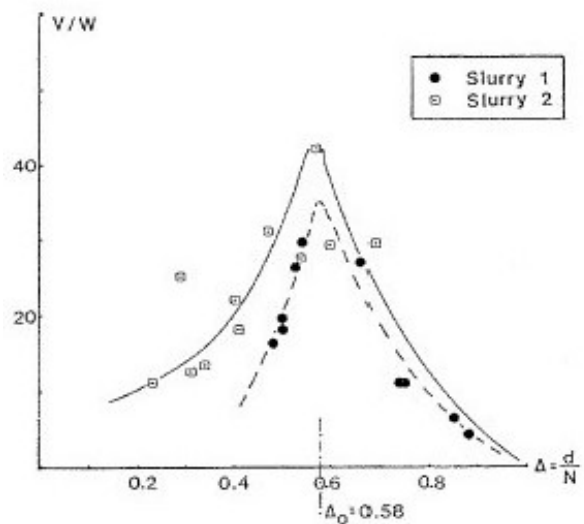


FIGURE 72.20 V/W (crater volume/charge weight) versus Δ (depth of burial d /critical distance N)

Longitud de Carga (L_c):

$$L_c \leq 6\phi$$

Longitud de Avance (A_v):

$$A_v = d_o + \frac{L_c}{2}$$

Volumen del Cráter (V_c):

$$V_c = \frac{\pi * r_c^2 * A_v}{3}$$

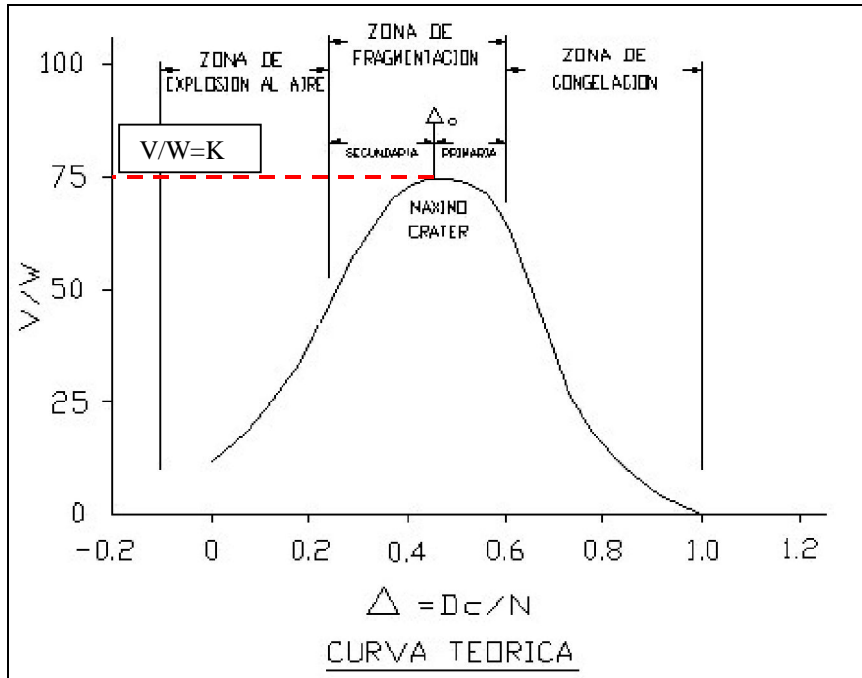
Volumen del Explosivo (V_e):

$$V_e = \frac{\pi * \phi_e^2 * L_c}{4}$$

Peso del Explosivo (W_e):

$$W_e = \rho_e * V_e$$

Radio del Cráter (r_c):



$$\frac{V_c}{W_e} = K$$

$$V_c = K * W_e$$

$$\frac{\pi * r_o^2 * A_v}{3} = K * W_e$$

$$r_c = \sqrt{\frac{3 * K * W_e}{\pi * A_v}}$$

Espaciamiento entre Taladros (S):

$$1.2 * r_c \leq S \leq 1.6 * r_c$$

∴

$$S_{\min} = 1.2 * r_c$$

$$S_{\max} = 1.6 * r_c$$

Factor de Carga (q).

$$q = \frac{W_e}{S^2 * A_v}$$

3.2 NUEVO MODELO MATEMATICO

Profundidad Crítica (N):

$$N = \frac{\phi}{2} * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD}}$$

donde:

ϕ = diámetro del taladro (pulg, m,....)

PoD = presión de detonación del explosivo (atm, MPa,....)

σ_t = esfuerzo tensivo de la roca (atm, MPa,....)

RQD = Índice de calidad de roca

Profundidad Optima (D_o):

$$D_o = \frac{\phi}{3} * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD}}$$

Radio Del Cráter Optimo (R_o):

$$R_o = D_o * \sqrt{\sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD}} * \frac{\phi}{2D_o} - 1}$$

Volumen Optimo (Vo): (Parábola)

$$V_o = \frac{1}{2} \pi * R_o^2 * D_o$$

Longitud de carga (Lc)

$$L_c = 6 * \phi$$

Longitud De Taladro (L_{Tal})=:

$$L_{tal} = D_o + 3 * \phi$$

Volumen De Explosivo (V_e):

$$V_e = \frac{3}{2} \pi * \phi^3$$

donde:

ρ_e =densidad del explosivo(lb/pulg³, g/cc, kg/m³,.....)

ϕ = (pulg, cm, m,....)

Peso Del Explosivo (W_e):

$$W_e = \rho_e * V_e$$

Espaciamiento Ente Taladros (S): (para una desviación < 1%)

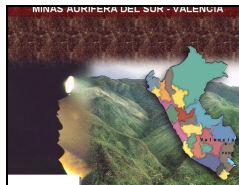
$$S_o = 2R_o$$

Factor De Carga (F_c):

$$F_c = \frac{W_e}{S_o^2 * L_{tal}}$$

4. PRUEBAS DE CAMPO

4.1 Prueba de Cráter en Roca Plástica; Las siguientes pruebas de campo se realizaron en la mina Artesanal Valencia, donde se explota el oro verde en donde las cajas son las pizarras con una resistencia a la compresión simple de 114Mpa, la perforación se realizó con una perforadora eléctrica de 1Hp, con un barreno espiral de diámetro de broca de 28 mm, y una longitud de barreno de 1.5 pies. El explosivo que se usó era dinamita de 80% de 7/8" x 7", el detonador es el fulminante N° 6, y guía de seguridad de 2 pies. Se realizaron 3 perforaciones, 1 en el frente y 2 en pique, el RQD era 95.2% en el frente y 65.5% en pique.



1ª prueba, se realizó en el frente. El cálculo, se realizó por 2 métodos.

☛ Método Iterativo, se realiza con las siguientes ecuaciones

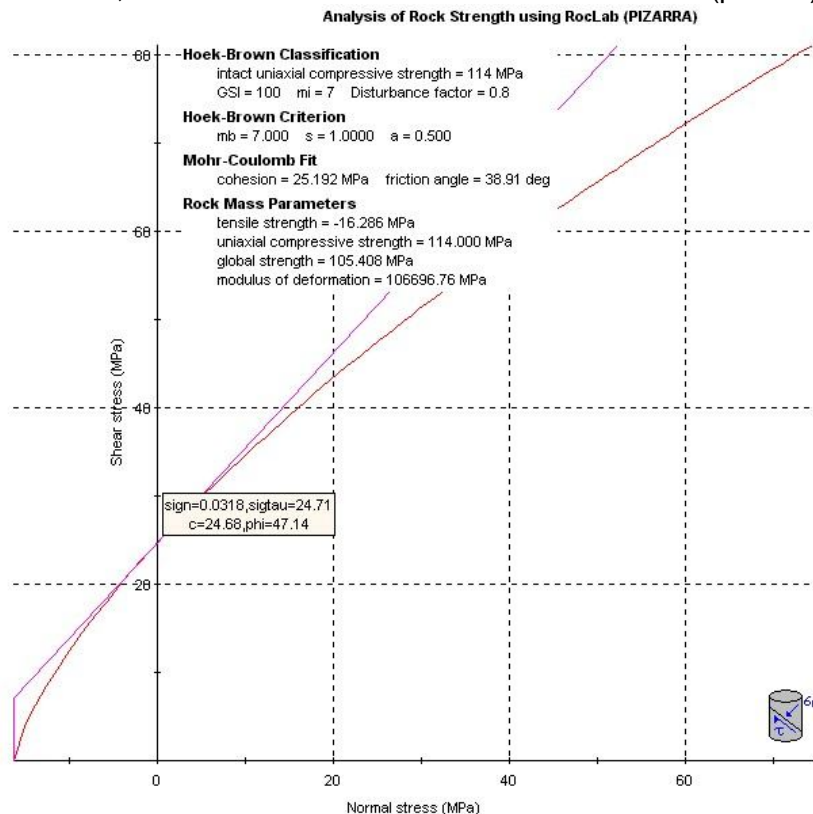
$$D_b = 6 * \phi$$

$$R = D_b * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD} * \frac{\phi}{2D_b} - 1}$$

$$V = \frac{1}{2} \pi * R^2 * D_b$$

$$N = \frac{\phi}{2} * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD}}$$

Por el criterio de Dr. Hoek, se determina el esfuerzo Tensivo de la roca (pizarra)

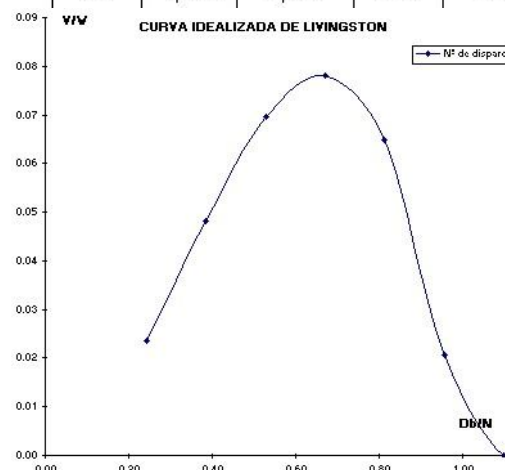


NUEVA TEORIA DE CRATERES PARA VOLADURA DE ROCAS

Diametro del taladro:	1.12 pulgadas	(28 mm)	N=	0.35 metros
Densidad del explosivo:	1.18 g/cc	(Confinado)	E=	1.8 pie/Lb ^{1/3}
Velocidad de detonacion:	4500 m/s	(Dinamita de 80%)	Ltal=	0.32 metros
Esf. Tensivo:	105.53 kg/cm ²	(Pizarra)	Lcarga=	0.17 metros
RQD:	95.2 %	(Jv=6Fract/m)	Ltaco=	0.15 metros
Diametro del explosivo:	22 mm		Peso/cart=	0.090 Kg/cart
Longitud del explosivo:	200 mm		N° cart/cráter=	1.43 Cartuchos
Densidad de la roca:	2.8 g/cc	(Pizarra)	F carga/tal=	1.32 Kg/TM
			PoD=	59.74 Kbar

Metodo Iterativo

N° de disparo	D _o (m)	R _o (m.)	V (m ³)	W (kg)	D _o /R _o	V/W
1	0.085	0.150	0.00303	0.128	0.24	0.02
2	0.135	0.171	0.00618	0.128	0.39	0.05
3	0.185	0.175	0.00890	0.128	0.53	0.07
4	0.235	0.164	0.01000	0.128	0.67	0.08
5	0.285	0.136	0.00830	0.128	0.81	0.06
6	0.335	0.071	0.00263	0.128	0.96	0.02
7	0.385	#¡NUM!	#¡NUM!	0.128	1.10	#¡NUM!
8	0.435	#¡NUM!	#¡NUM!	0.128	1.24	#¡NUM!
9	0.485	#¡NUM!	#¡NUM!	0.128	1.39	#¡NUM!
10	0.535	#¡NUM!	#¡NUM!	0.128	1.53	#¡NUM!
11	0.585	#¡NUM!	#¡NUM!	0.128	1.67	#¡NUM!
12	0.635	#¡NUM!	#¡NUM!	0.128	1.81	#¡NUM!



- ☛ Método Directo, se realiza con las siguientes ecuaciones

Método Directo

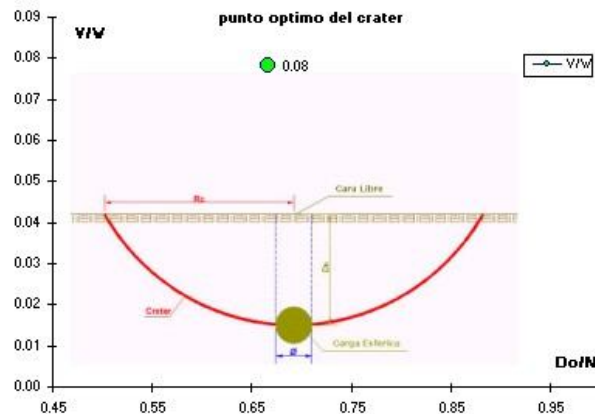
$$D_o = \frac{\phi}{3} * \sqrt{\frac{P_o D}{\sigma_t * R_Q D}} = 0.233 \text{ metros}$$

$$R_o = D_o * \sqrt{\frac{P_o D}{\sigma_t * R_Q D} * \frac{\phi}{2 D_o} - 1} = 0.165 \text{ metros}$$

$$V_o = \frac{1}{2} \pi * R_o^2 * D_o = 0.01000 \text{ metros}^3$$

$$S_o = 2 R_o = 0.330 \text{ metros}$$

Do/N **V/W**
0.67 **0.08**



- ☛ Diseño del cráter

Para el diseño del cráter tenemos de dos formas;

Diseño del cráter teórico

$$D_b = K * R_c^2$$

donde :

$$K = \frac{D_o}{R_o^2} = cte$$

Diseño del cráter practico

$$L_{tal} = K * R_c^2$$

donde :

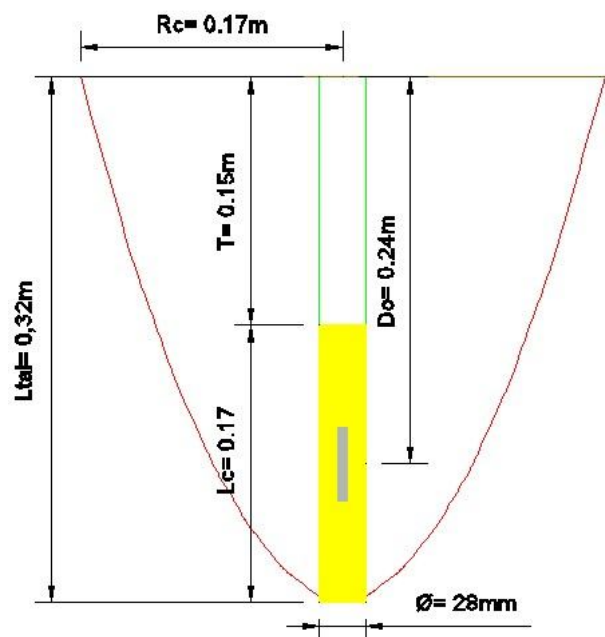
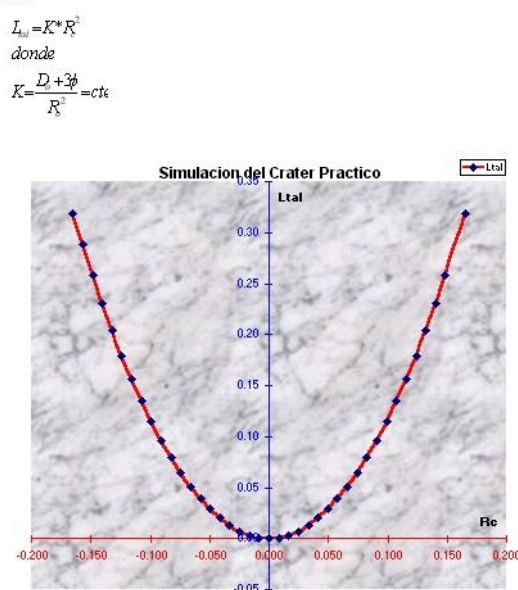
$$K = \frac{D_o + 3\phi}{R_o^2} = cte$$

Por diversas pruebas que se realizaron, se opta por el diseño del cráter practico.

Diseño del Cráter practico

Rc **11.494**

Rc	Ltal
0.165	0.22
0.149	0.26
0.140	0.23
0.132	0.20
0.124	0.18
0.116	0.16
0.107	0.13
0.099	0.11
0.091	0.10
0.083	0.08
0.074	0.06
0.066	0.05
0.058	0.04
0.050	0.03
0.041	0.02
0.033	0.01
0.025	0.01
0.017	0.00
0.008	0.00
0.000	0.00
-0.008	0.00
-0.017	0.00
-0.025	0.01
-0.033	0.01
-0.041	0.02
-0.050	0.03
-0.058	0.04
-0.066	0.05
-0.074	0.06
-0.083	0.08
-0.091	0.10
-0.099	0.11
-0.107	0.13
-0.116	0.16
-0.124	0.18
-0.132	0.20
-0.140	0.23
-0.149	0.26
-0.157	0.29
-0.165	0.32





2ª prueba, se realizo en el piso de la labor.

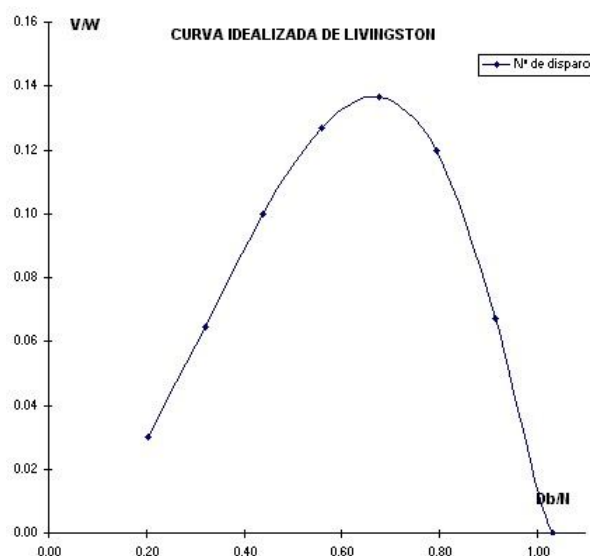
☛ Método Iterativo

NUEVA TEORIA DE CRATERES PARA VOLADURA DE ROCAS

Diametro del taladro:	1.12 pulgadas (28 mm)	N=	0.42 metros
Densidad del explosivo:	1.18 g/cc (Confinado)	E=	2.1 pie/Lb ^{1/3}
Velocidad de detonacion:	4500 m/s (Dinamita de 80%)	Ltal=	0.37 metros
Est. Tensivo:	105.53 kg/cm ² (Pizarra)	Lcarga=	0.17 metros
RQD:	65.5 % (Jv= 15Fract/m)	Ltao=	0.20 metros
Diametro del explosivo:	22 mm	Peso/cart=	0.090 Kg/cart
Longitud del explosivo:	200 mm	N° cart/cráter=	1.43 Cartuchos
Densidad de la roca:	2.8 g/cc (Pizarra)	F carga/tal=	0.79 Kg/TM
		PoD=	59.74 Kbar

Metodo Iterativo

N° de disparo	D _n (m)	R _n (m.)	V (m/s)	W (kg)	D _n N	V/W
1	0.085	0.170	0.00385	0.128	0.20	0.03
2	0.135	0.197	0.00826	0.128	0.32	0.06
3	0.185	0.210	0.01278	0.128	0.44	0.10
4	0.235	0.210	0.01626	0.128	0.56	0.13
5	0.285	0.198	0.01751	0.128	0.68	0.14
6	0.335	0.171	0.01535	0.128	0.79	0.12
7	0.385	0.119	0.00861	0.128	0.91	0.07
8	0.435	#¡NUM!	#¡NUM!	0.128	1.03	#¡NUM!
9	0.485	#¡NUM!	#¡NUM!	0.128	1.15	#¡NUM!



💣 Método Directo

Metodo Directo

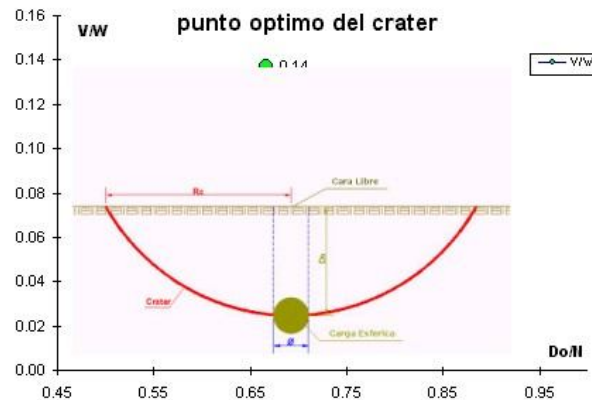
$$D_o = \frac{\phi}{3} * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD}} = 0.281 \text{ metros}$$

$$R_o = D_o * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_r * R_{QD}} * \frac{\phi}{2D_o} - 1} = \mathbf{0.199 \text{ metros}}$$

$$V_o = \frac{1}{2} \pi * R_o^2 * D_o = 0.01752 \text{ metros}^3$$

$$S_o = 2 R_o = 0.40 \text{ metros}$$

DoI/N	V/V
0.67	0.14



Diseño del cráter

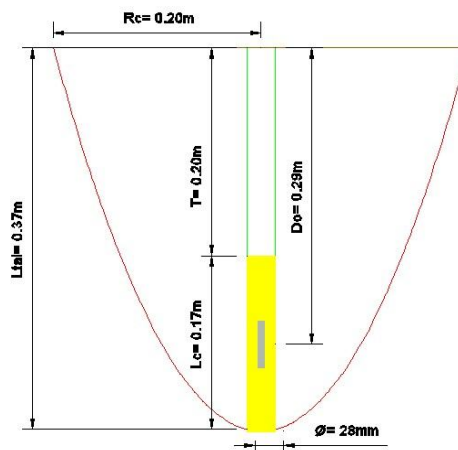
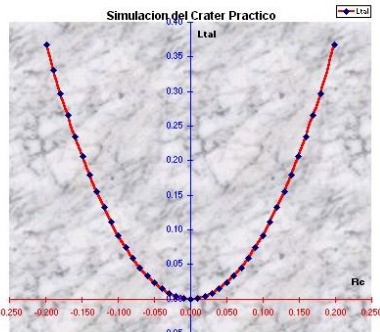
Diseño del Cráter practico

R_{eff}	σ_{eff}	I_{eff}
0.199	0.27	0.29
0.175	0.29	0.29
0.159	0.27	0.29
0.149	0.21	0.21
0.129	0.15	0.15
0.124	0.15	0.15
0.119	0.13	0.13
0.109	0.11	0.11
0.100	0.09	0.09
0.090	0.07	0.07
0.080	0.06	0.06
0.070	0.04	0.04
0.060	0.03	0.03
0.050	0.02	0.02
0.040	0.01	0.01
0.030	0.01	0.01
0.020	0.00	0.00
0.010	0.00	0.00
0.000	0.00	0.00
-0.010	0.00	0.00
-0.020	0.00	0.00
-0.030	0.01	0.01
-0.040	0.01	0.01
-0.050	0.02	0.02
-0.060	0.03	0.03
-0.070	0.04	0.04
-0.080	0.06	0.06
-0.090	0.07	0.07
-0.100	0.09	0.09
-0.110	0.11	0.11
-0.119	0.13	0.13
-0.129	0.15	0.15
-0.139	0.21	0.21
-0.149	0.27	0.27
-0.159	0.29	0.29
-0.169	0.21	0.21
-0.179	0.20	0.20
-0.189	0.22	0.22
-0.199	0.27	0.27

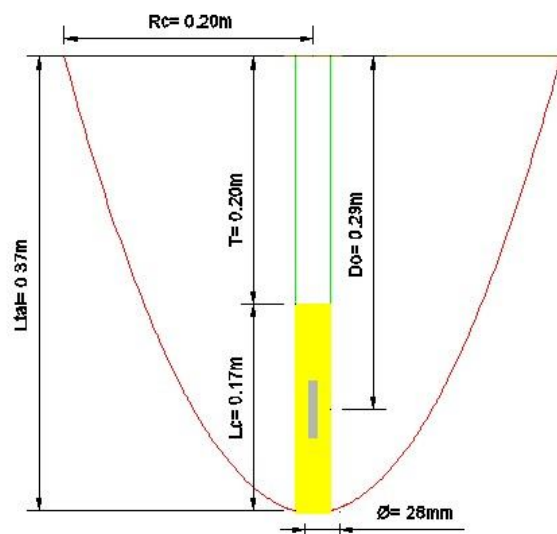
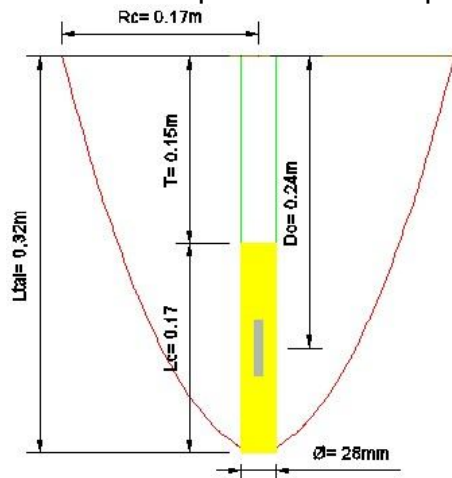
$$L_{\text{tot}} = K^* R^2$$

donde

$$K = \frac{D_0 + 3\phi}{R_0^2} = \text{cte}$$



💣 Comparación de las pruebas de cráter realizadas

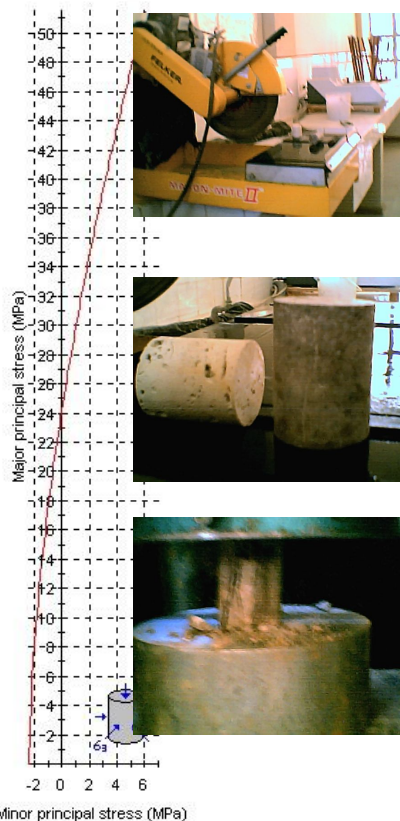


4.2 Prueba de Cráter en Roca Elástica; La primera siguientes pruebas de campo se realizaron en la mina no metálica, Cantera Minera Santa Cruz 2000 ubicado en Pusi - Huancane - Puno, donde se explota el Travertino en donde la resistencia a la compresión simple es 40.21Mpa, la perforación se realizó con una perforadora eléctrica de 1Hp y de 2Hp, con un barreno espiral de diámetro de broca de 25 mm, y una longitud de barreno de 3 pies. El explosivo que se usó era dinamita de 80% de 7/8" x 7", el detonador es el fulminante N° 6, y guía de seguridad de 3 pies. Se realizaron 9 perforaciones en frente y 2 en banco, el RQD era 100%.



☀️ Análisis de resistencia de la roca (muestra no In-situ)

Analisis de la Resistencia Min. de la roca -TRAVERTINO (testigo) : ensayo realizado con Prensa Hidraulica



Hoek-Brown Classification

intact uniaxial compressive strength = 24.3 MPa
GSI = 100 mi = 10 Disturbance factor = 1

Hoek-Brown Criterion

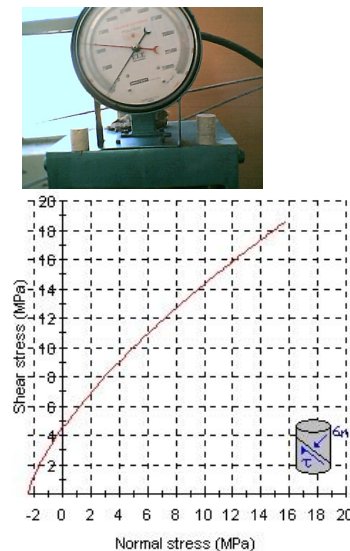
mb = 10.000 s = 1.0000 a = 0.500

Mohr-Coulomb Fit

cohesion = 4.901 MPa friction angle = 42.95 deg

Rock Mass Parameters

tensile strength = -2.430 MPa
uniaxial compressive strength = 24.300 MPa
global strength = 22.514 MPa
modulus of deformation = 43830.17 MPa



1ª prueba, se realizó en el frente. El cálculo, se realizó por:

☀️ Método Iterativo, se realiza con las siguientes ecuaciones

$$D_b = 6 * \phi$$

$$R = D_b * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD} * \frac{\phi}{2D_b} - 1}$$

$$V = \frac{1}{2} \pi * R^2 * D_b$$

$$N = \frac{\phi}{2} * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD}}$$

NUEVA TEORIA DE CRATERES

Diametro del taladro: 1 pulgadas (28 mm) N= 0.84 metros
 Densidad del explos: 1.18 g/cc (Confinado) E= 4.7 pie/Lb^{1/3}
 Presion de detonacion: 107 Kbar (Dinamita 80%) Ltal= 0.64 metros
 Esf. Tensivo: 24.79 kg/cm² (travertino) Lcarga= 0.15 metros
 RQD: 100 % (Jv=3Fract/m) Ltaco= 0.49 metros
 Lugar: **Cantera Minera Santa Rosita (Pusi -Puno)**

Metodo Iterativo

N° de disparo	D _b (m)	Ltal (m)	R _c (m.)	V _{Ltal} (m ³)	W (kg)	D _b /N	V/W
1	0.076	0.15	0.242	0.01398	0.091	0.09	0.15
2	0.176	0.25	0.343	0.04655	0.091	0.21	0.51
3	0.276	0.35	0.396	0.08660	0.091	0.33	0.95
4	0.376	0.45	0.419	0.12469	0.091	0.45	1.37
5	0.476	0.55	0.418	0.15140	0.091	0.57	1.66
6	0.576	0.65	0.392	0.15731	0.091	0.68	1.73
7	0.676	0.75	0.335	0.13299	0.091	0.80	1.46
8	0.776	0.85	0.227	0.06901	0.091	0.92	0.76
9	0.876	0.95	#iNUM!	#iNUM!	0.091	1.04	#iNUM!
10	0.976	1.05	#iNUM!	#iNUM!	0.091	1.16	#iNUM!

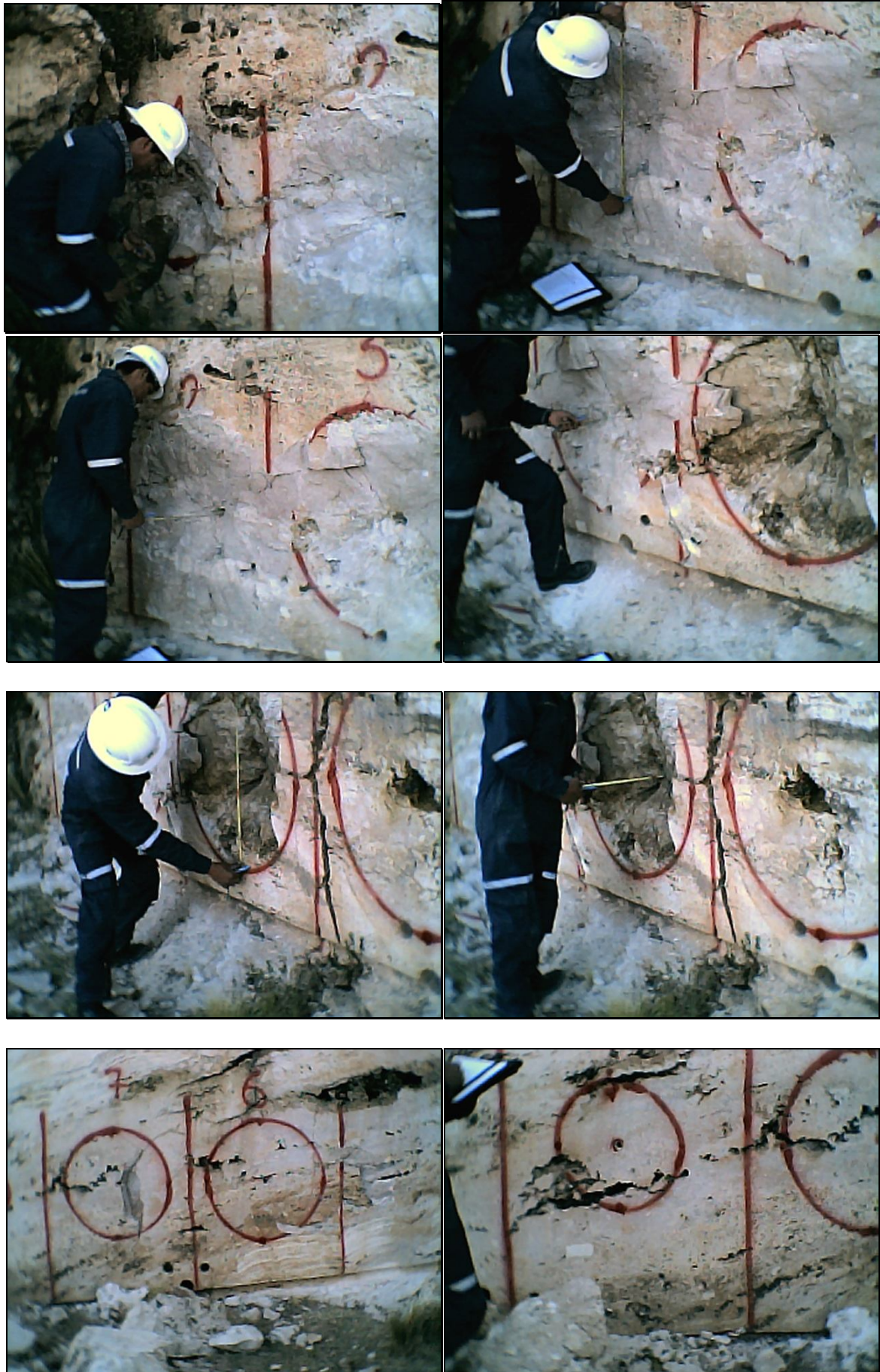
Datos de Campo

Ltal (m)	R _c (m.)	V _{Ltal} (m ³)	R _{exp} (m.)
0.15	0.19	0.00806	0.25
0.25	0.20	0.01571	0.45
0.23	0.23	0.01829	0.40
0.26	0.26	0.02761	0.40
0.10	0.05	0.00039	0.00
0.00	0.00	0.00000	0.00
0.00	0.00	0.00000	0.00
0.00	0.00	0.00000	0.00
0.00	0.00	0.00000	0.00

☀ Perforación de los 9 taladro



☼ Voladura

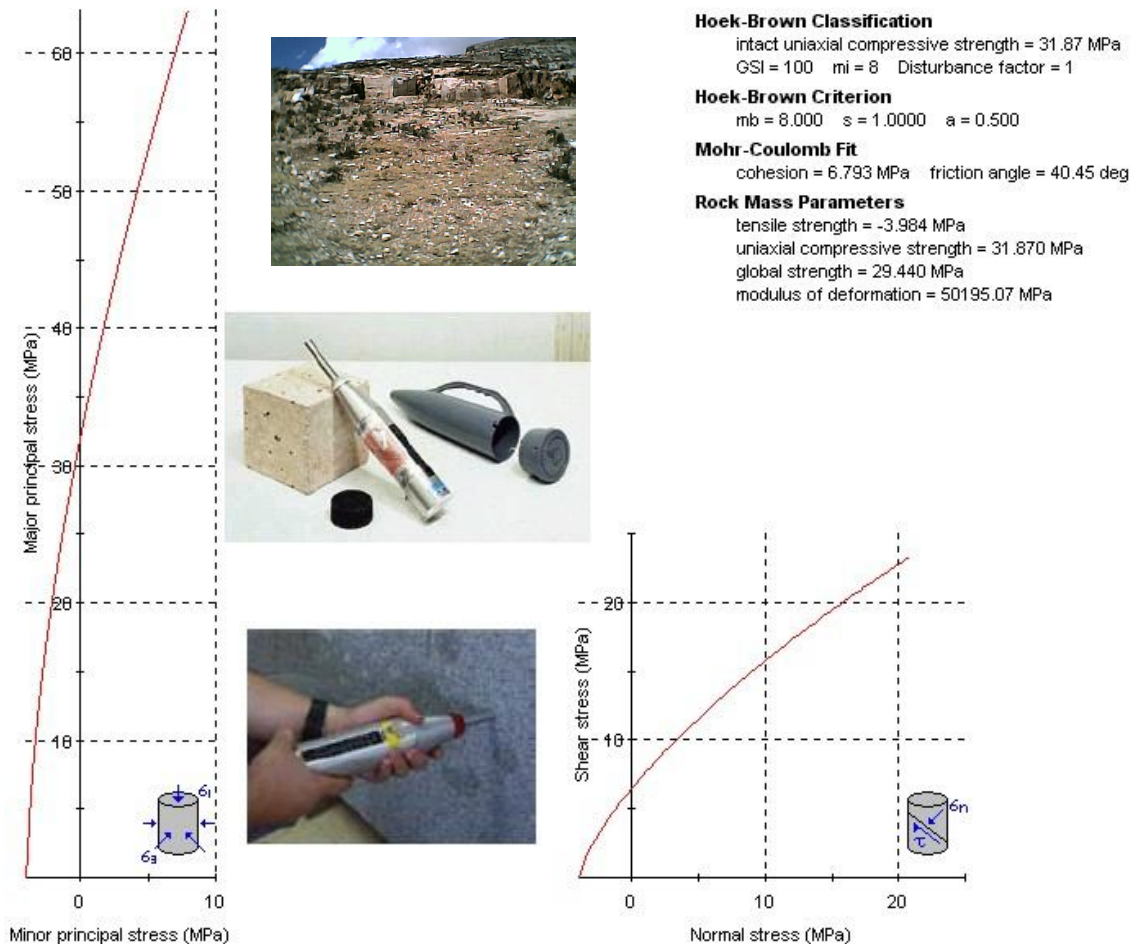


La 2ª prueba: la resistencia a la compresión simple es 40.21 MPa, la perforación se realizó con una perforadora eléctrica de 1 Hp y de 2 Hp, con un barreno espiral de diámetro de broca de 25 mm, y una longitud de barreno de 3 pies. El explosivo que se usó era dinamita de 80% de 7/8" x 7", el detonador es el fulminante N° 6, y guía de seguridad de 3 pies. Se realizaron 1 perforaciones en frente, el RQD era 100%.

Por el criterio de Dr. Hoek, se determina el esfuerzo Tensivo de la roca (Travertino)

🔍 Análisis de resistencia de la roca (muestra in-situ)

Análisis de la Resistencia de la roca -TRAVERTINO (muestra irregular) : ensayo realizado con Martillo de Schmidt



🔍 Método Directo, se realiza con las siguientes ecuaciones

Método Directo

$$D_o = \frac{\phi}{3} * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD}} = 0.328 \text{ metros}$$

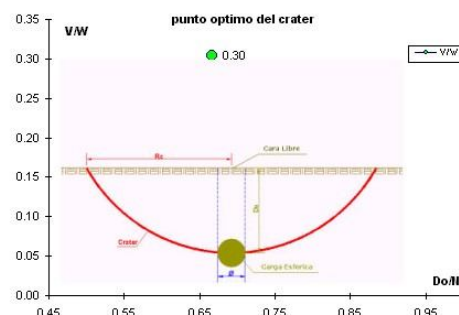
$$R_o = D_o * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD} * \frac{\phi}{2D_o} - 1} = 0.232 \text{ metros}$$

$$V_o = \frac{1}{2} \pi * R_o^2 * D_o = 0.02766 \text{ metros}^3$$

$$S_o = 2 R_o = 0.46 \text{ metros}$$

Do/N
0.67

V/W
0.30



☛ Diseño del cráter

Diseño del Cráter practico

$R_c = 7.520$

R_c L_{tal}

0.232 0.40

0.209 0.33

0.197 0.29

0.185 0.26

0.174 0.23

0.162 0.20

0.151 0.17

0.139 0.15

0.127 0.12

0.116 0.10

0.104 0.08

0.093 0.06

0.081 0.05

0.070 0.04

0.058 0.03

0.046 0.02

0.035 0.01

0.023 0.00

0.012 0.00

0.000 0.00

-0.012 0.00

-0.023 0.00

-0.035 0.01

-0.046 0.02

-0.058 0.03

-0.070 0.04

-0.081 0.05

-0.093 0.06

-0.104 0.08

-0.116 0.10

-0.127 0.12

-0.139 0.15

-0.151 0.17

-0.162 0.20

-0.174 0.23

-0.185 0.26

-0.197 0.29

-0.209 0.33

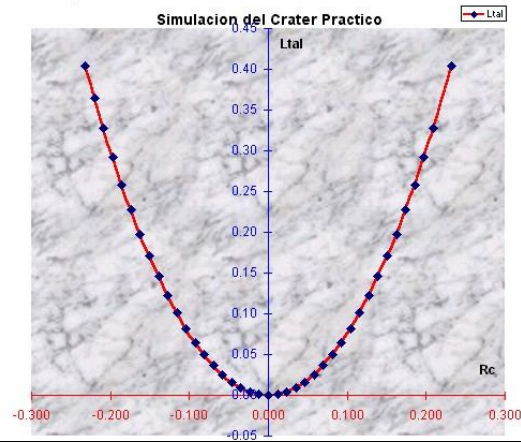
-0.220 0.36

-0.232 0.40

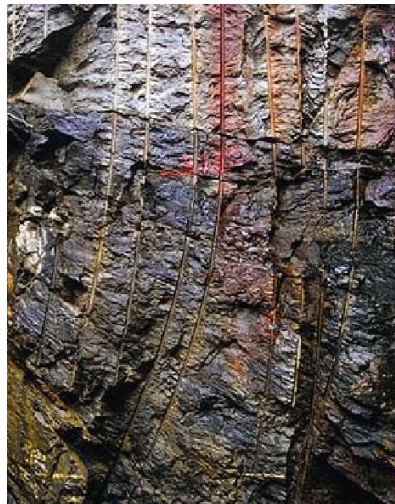
$$L_{tal} = K * R_c^2$$

donde

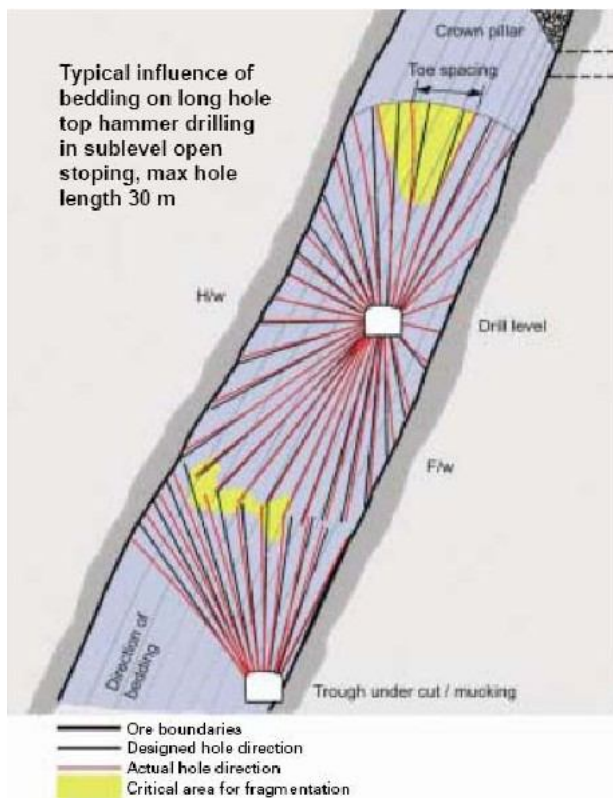
$$K = \frac{D_o + 3\phi}{R_c^2} = cte$$



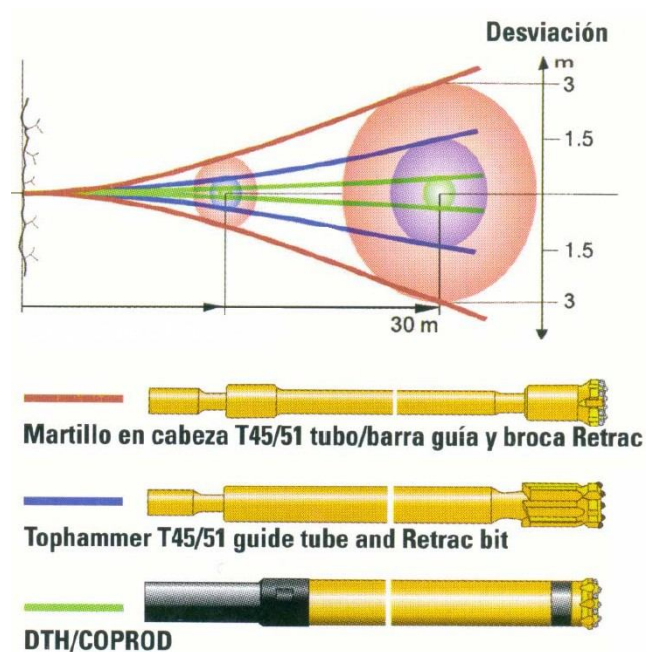
4.3 Desviaciones De Perforación.



Las desviaciones de perforación afectan mucho en el diseño de mallas de perforación, porque varían el burden de diseño dentro de la perforación y afectan mucho en la fragmentación como y el avance del disparo, porque la eficiencia de voladura esta relacionada con la desviación porque a mayor desviación menor será la eficiencia de voladura o viceversa.



fuelle: Simposioun de taladros largos; Altas Copco 2005



4.3.1 Factores Que Influyen En La Desviación De Taladros

A. Factores originados fuera del taladro:

- Error de posicionamiento del equipo.
- Error en la selección y lectura de ángulos.
- Error en la fijación de viga de avance.

B. Factores relacionados durante la perforación:

- Fuerza de avance.
- Rotación.
- Barrido de detritus.
- Percusión.

C. Factores dentro del taladro:

- Tipo de roca.
- Tamaño de grano.
- Fracturamiento.
- Plegamiento.

D. Factores relacionados con el equipo:

- Condición mecánica de la perforadora.
- Regulación de la perforadora.
- Selección adecuada del varillaje de perforación.
- Afilador correcto y oportuno de las brocas.

En el grafico se muestra como afecta el tipo de herramienta a utilizar en la desviación de perforación, donde a una profundidad de 30m, la máxima

desviación la tiene cuando se perfora con barras, y la mínima desviación se tiene cuando se perfora con D.T.H. (martillos de fondo).

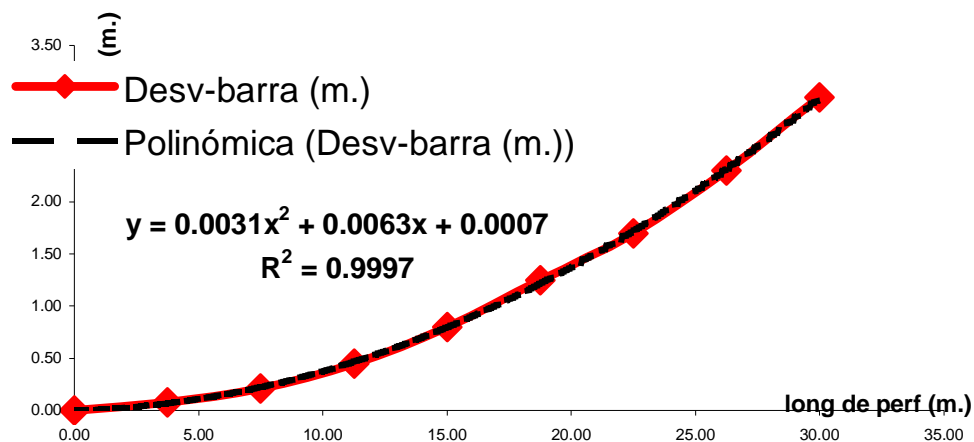
Para realizar un análisis de desviaciones en la perforación se utilizara este mismo grafico para calcular las desviaciones a distintas profundidades de perforación, asiendo uso de los datos que muestra el grafico.

4.3.2 Desviación de Perforación con Barra

Para aproximar la desviación, cuando se perfora con barra se interpolara el grafico anterior, y se determinara la ecuación para calcular la desviación a una distinta profundidad.

Perforación con barra	
L perf (m.)	Desv-barra (m.)
0.00	0.00
3.75	0.08
7.50	0.21
11.25	0.45
15.00	0.80
18.75	1.25
22.50	1.70
26.25	2.30
30.00	3.00

PERFORACION CON BARRA



En conclusión la ecuación que se muestra, se representara de la siguiente forma;

$$Dp_{barra} = 0.0031 * L_{perf}^2 + 0.0063 * L_{perf} + 0.007$$

Donde :

Dp_{barra} = Desviacion _ de _ perforacion _ con _ Barra

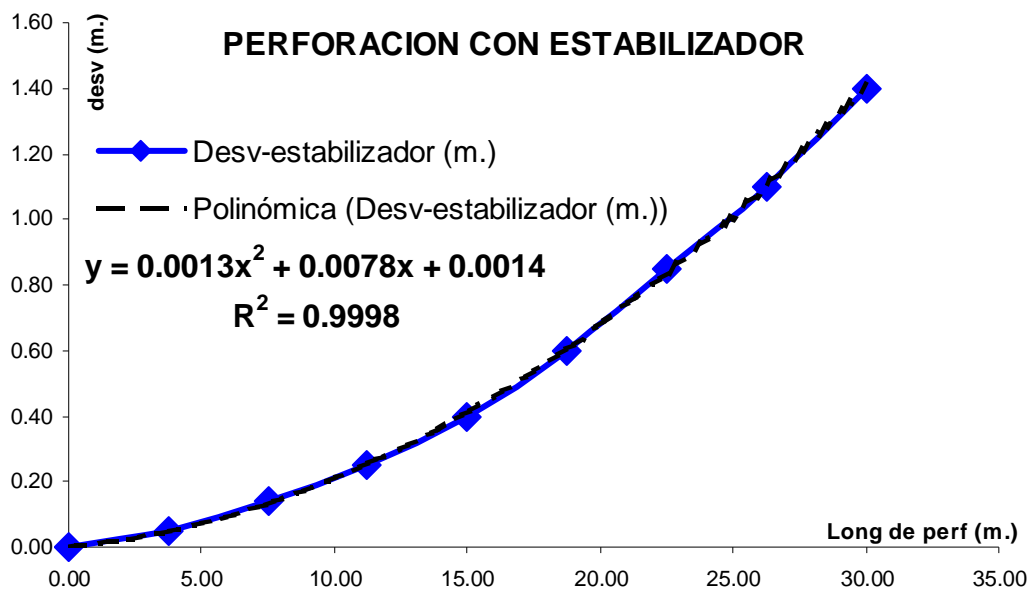
L_{perf} = Longitud _ de _ Perforacion

4.3.4 Desviación de Perforación con estabilizador

Para aproximar la desviación, cuando se perfora con estabilizador se interpolará el gráfico anterior, y se determinará la ecuación.

Perforación con estabilizador

L perf (m.)	Desv-estabilizador (m.)
0.00	0.00
3.75	0.05
7.50	0.14
11.25	0.25
15.00	0.40
18.75	0.60
22.50	0.85
26.25	1.10
30.00	1.40



En conclusión la ecuación que se muestra, se representará de la siguiente forma;

$$Dp_{estabilizador} = 0.0013 * L_{perf}^2 + 0.0078 * L_{perf} + 0.0014$$

Donde:

$$Dp_{estabilizado} = \text{Desviación_de_perforación_con_Estabilizador}$$

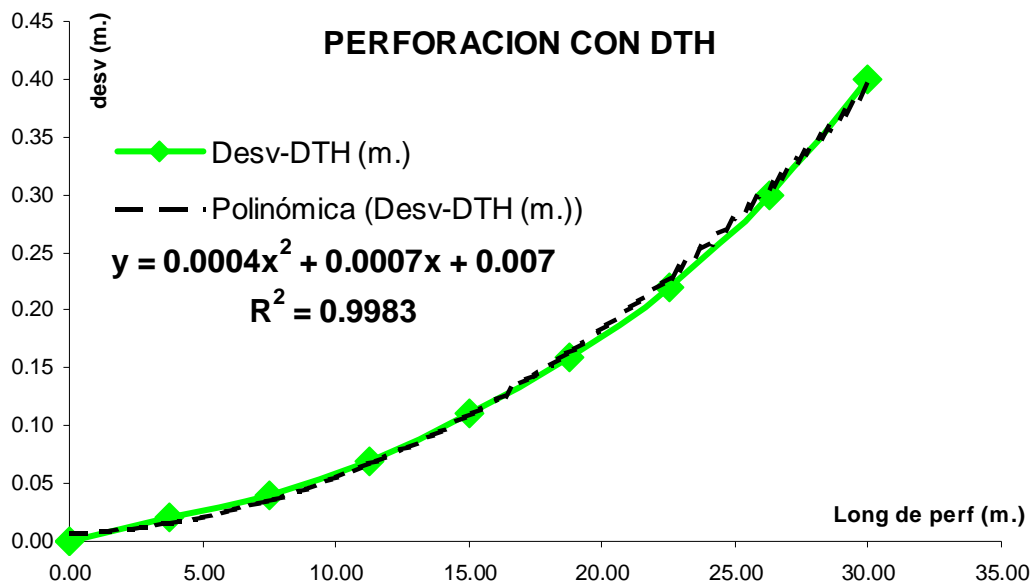
$$L_{estabilizado} = \text{Longitud_de_Perforación}$$

4.3.5 Desviación de Perforación con D.T.H.

Para aproximar la desviación, cuando se perfora con equipos D.T.H. se interpolará el gráfico anterior, y se determinará la ecuación.

Perforación con DTH

L perf (m.)	Desv-DTH (m.)
0.00	0.00
3.75	0.02
7.50	0.04
11.25	0.07
15.00	0.11
18.75	0.16
22.50	0.22
26.25	0.30
30.00	0.40



En conclusión la ecuación que se muestra, se representara de la siguiente forma;

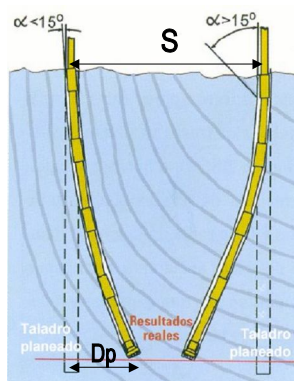
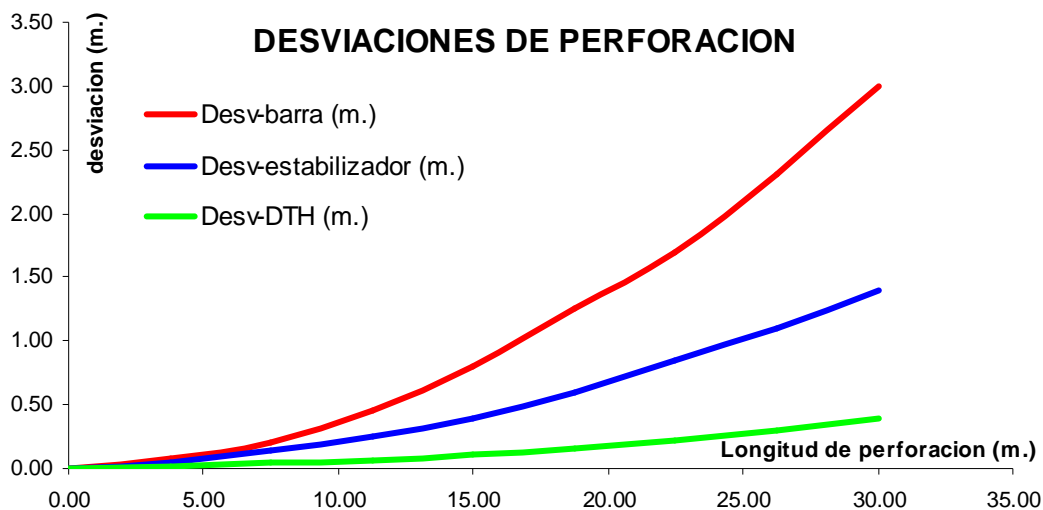
$$Dp_{DTH} = 0.0004 * L_{perf}^2 + 0.0007 * L_{perf} + 0.007$$

Donde:

Dp_{DTH} = Desviacion_de_perforacion_con_D.T.H.

Lp_{DTH} = Longitud_de_Perforacion

En resumen se obtiene una grafica aproximada.



Este diagrama muestra como los aceros de perforación son afectados por la dirección de la estratificación de la roca, produciendo una sustancial desviación del taladro.

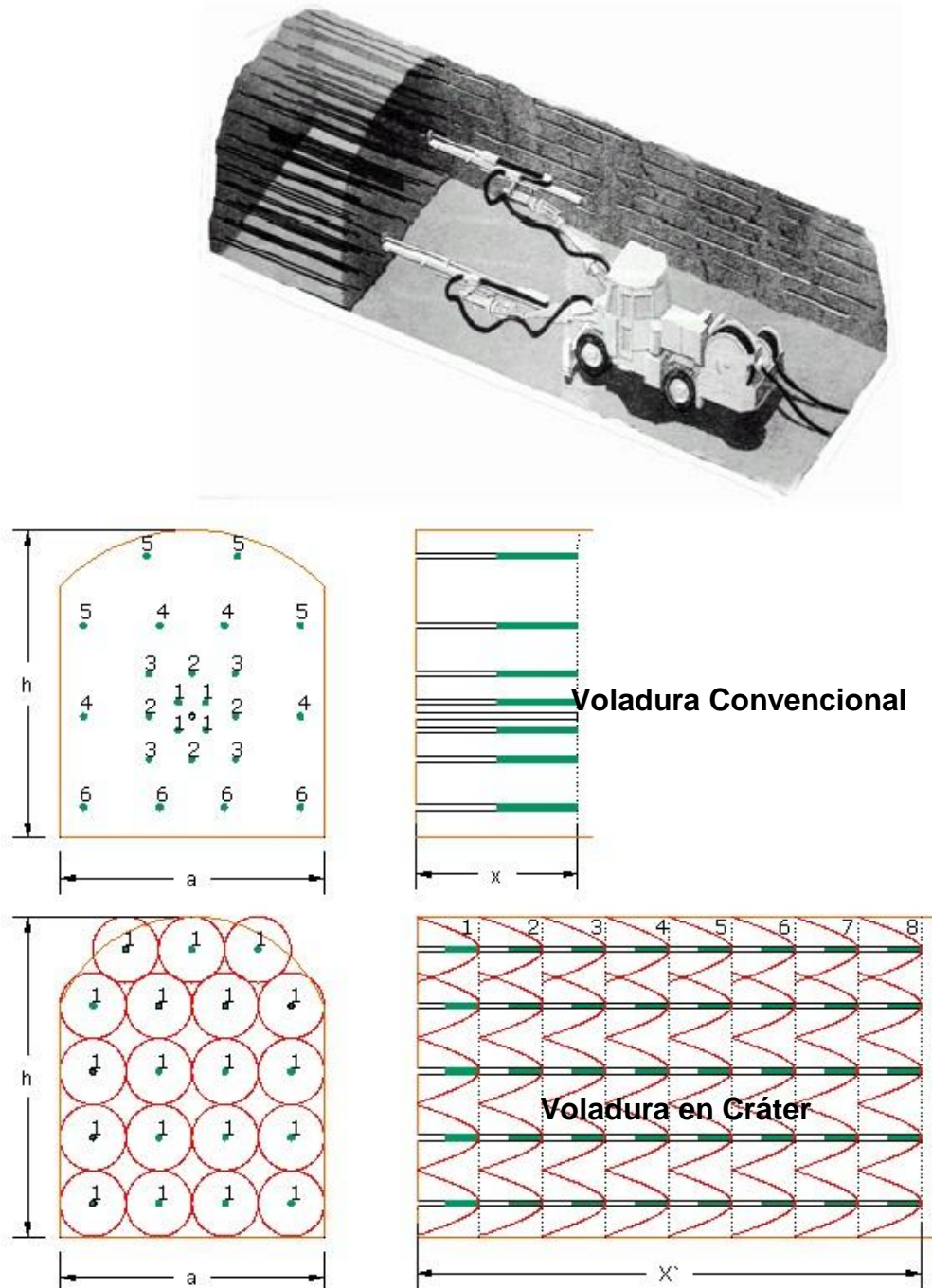
Calculo del espaciamiento real entre taladros (S):

$$S_o = 2R_o - Dp$$

5. APLICACIONES DE LA NUEVA TEORÍA DE CRÁTERES

5.1 En Voladura Subterránea

☛ En Galerías, Subniveles, Cruceros, Cortadas, By pass, Rampas

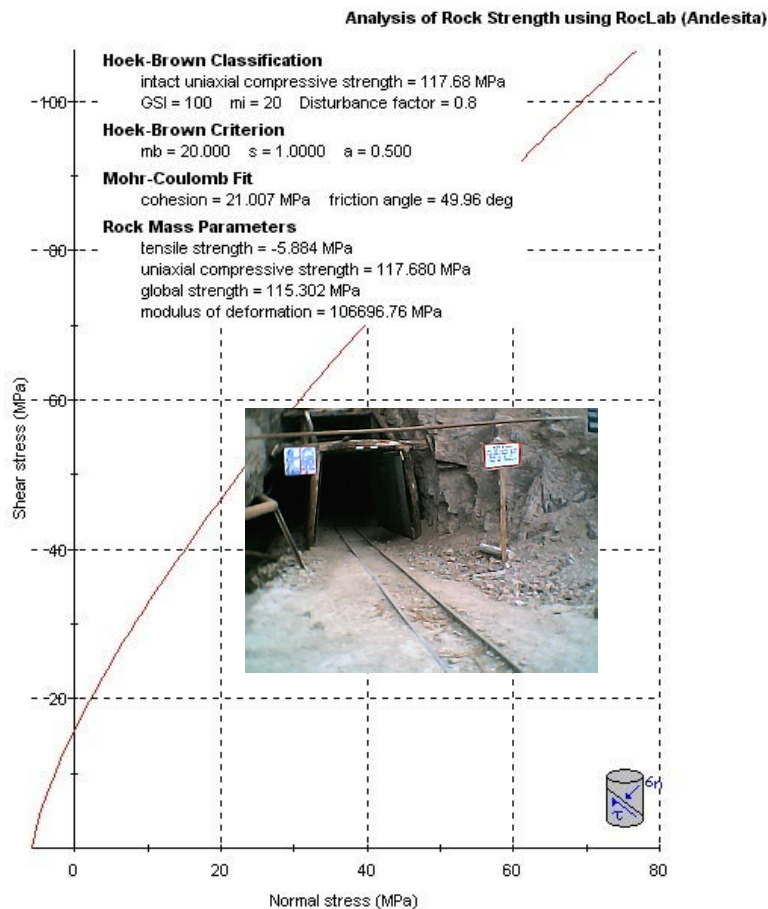


En figura la primera malla de perforación; se realiza por voladura convencional y en la segunda malla de perforación; se realiza por voladura de cráteres.

Aplicación en la Mina el Cofre; La prueba de voladura en cráter se realiza en un frente de Dog Hole de $1.6 \times 1.6 \text{ m}^2$ del Nv 100 del Sn 775N, la resistencia de la roca Andesita es de 1200 Kg/cm^2 con un R.Q.D. de 95.2% y una densidad de roca de 2.6 TM/m^3 , la perforación se realiza con un diámetro de taladro de 38mm, la voladura que se realiza en la caja techo es con Semexsa 65% de 22mm *180mm, y la iniciación de los taladros es realizado con pentacord de 3G.

Solución:

- Se Calcula el esfuerzo tensivo de la roca (σ_t) por el criterio de Hoek y Bronw.



- Calculo de los parámetros de perforación y voladura en cráter

NUEVA TEORIA DE CRATERES PARA VOLADURA DE ROCAS

Diametro del taladro:	1.50 pulgadas (38 mm)	N=	0.57 metros
Densidad del explosivo:	1.12 g/cc (Confinado)	E=	2.2 pie/Lb^{1/3}
Velocidad de detonacion:	4200.00 m/s (Semexa 65%)	Ltal=	0.49 metros
Esf. Tensivo:	60.02 kg/cm ² (Andesita)	Lcarga=	0.23 metros
RQD:	95.20 % (Jv=6Fract/m)	Ltaco=	0.26 metros
Diametro del explosivo:	22.00 mm	Peso/cart=	0.077 Kg/cart
Longitud del explosivo:	180.00 mm	N° cart/cráter=	3.81 Cartuchos
Densidad de la roca:	2.60 g/cc (andesita)	F carga/tal=	0.804 Kg/TM
Lugar:	Mina el Cofre-Paratia	PoD=	49.39 Kbar

Método Directo

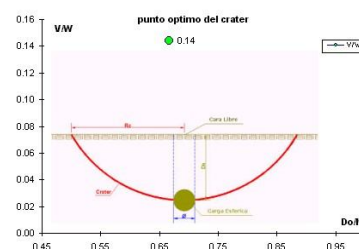
$$D_o = \frac{\phi}{3} \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t \cdot RQD}} = 0.377 \text{ metros}$$

$$R_s = D_o \cdot \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t \cdot RQD} \cdot \frac{\phi}{2D_o} - 1} = 0.267 \text{ metros}$$

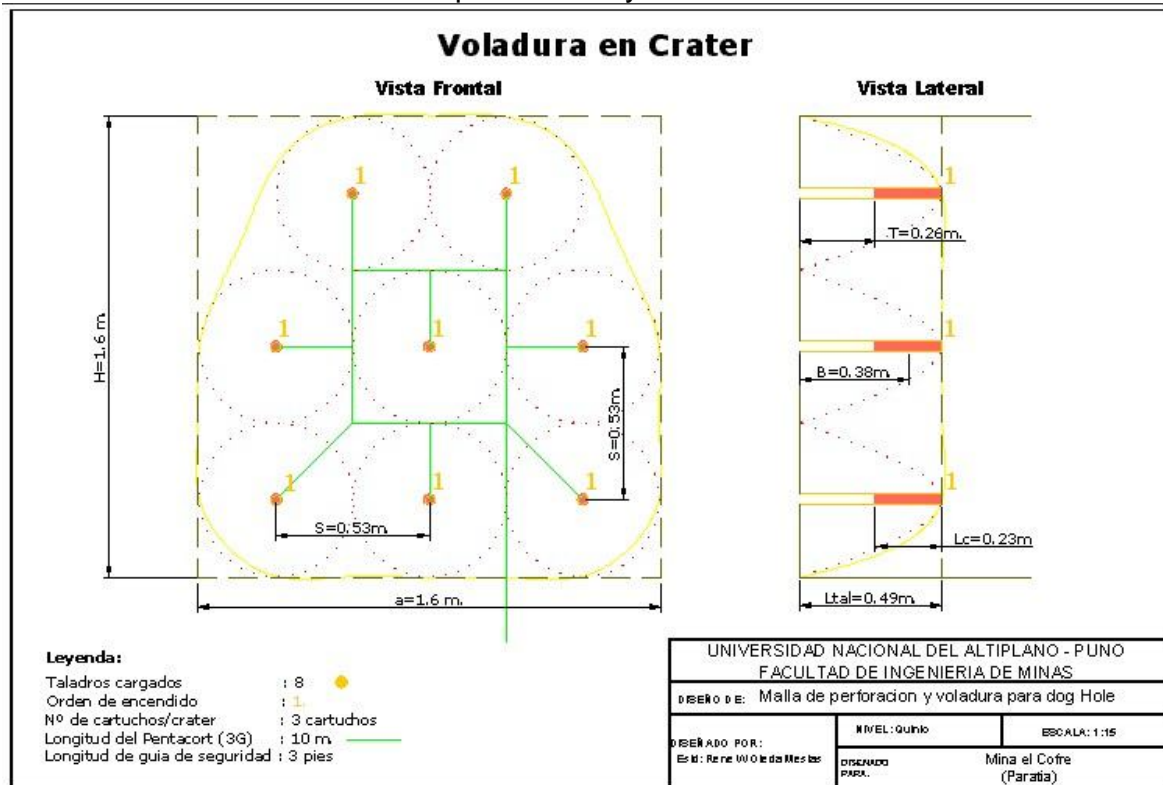
$$V_o = \frac{1}{2} \pi \cdot R_o^2 \cdot D_o = 0.04210 \text{ metros}^3$$

$$S_o = 2 R_o = 0.53 \text{ metros}$$

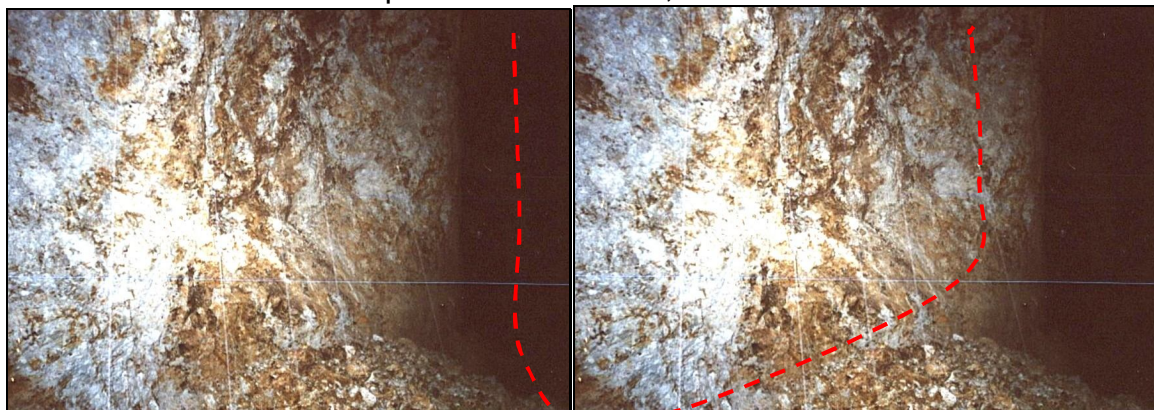
Do/N 0.57 V/V 0.14



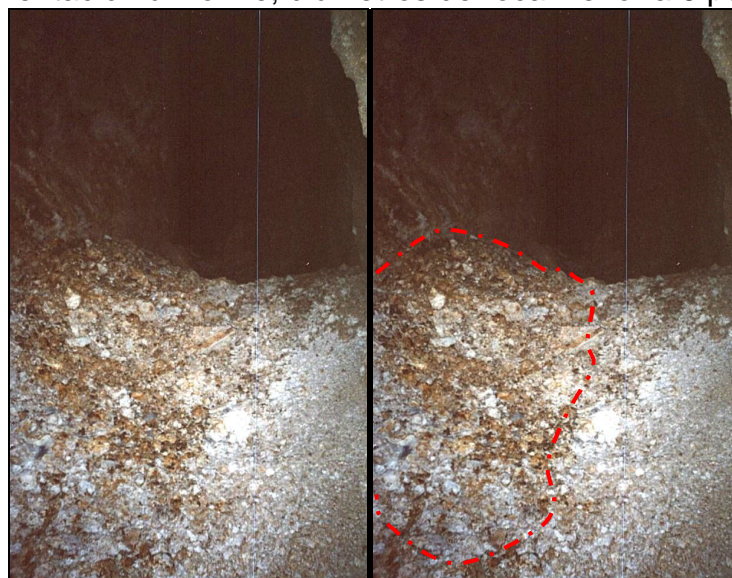
☼ Diseño de la malla de perforación y voladura



☼ Sección de la después de la voladura;



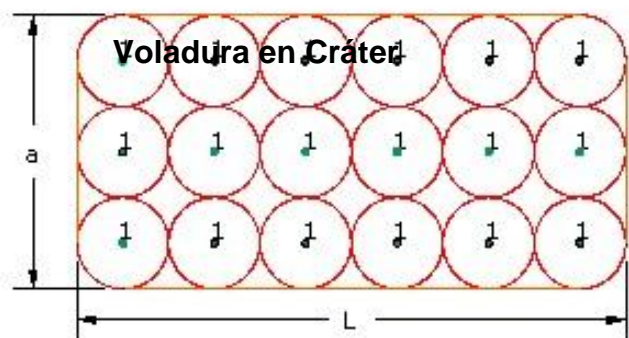
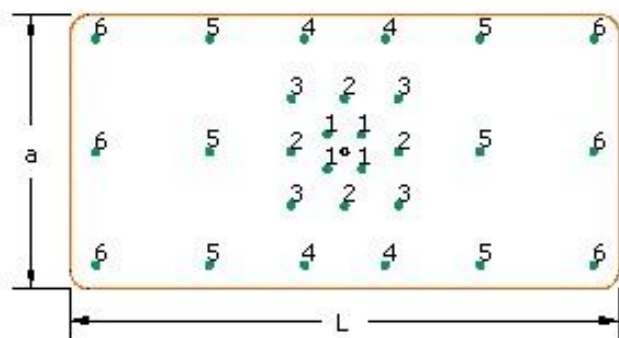
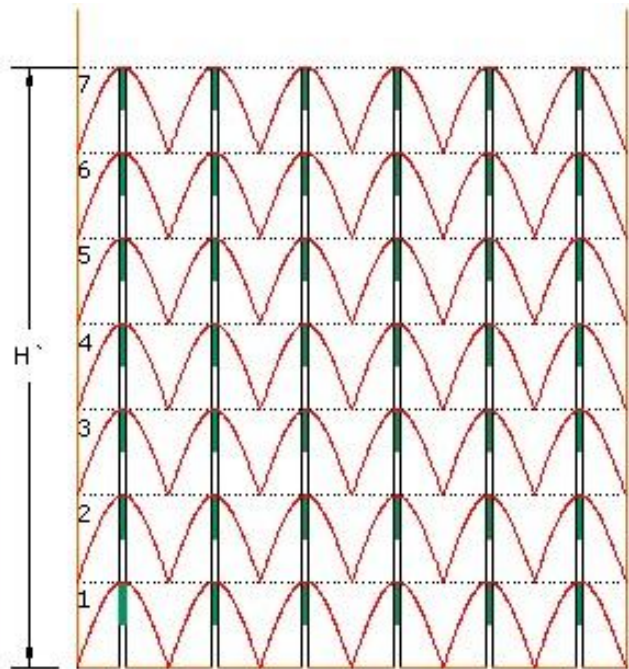
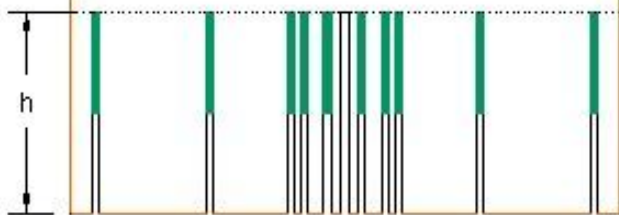
☼ Fragmentación uniforme; diámetros de roca menor a 6 pulg.



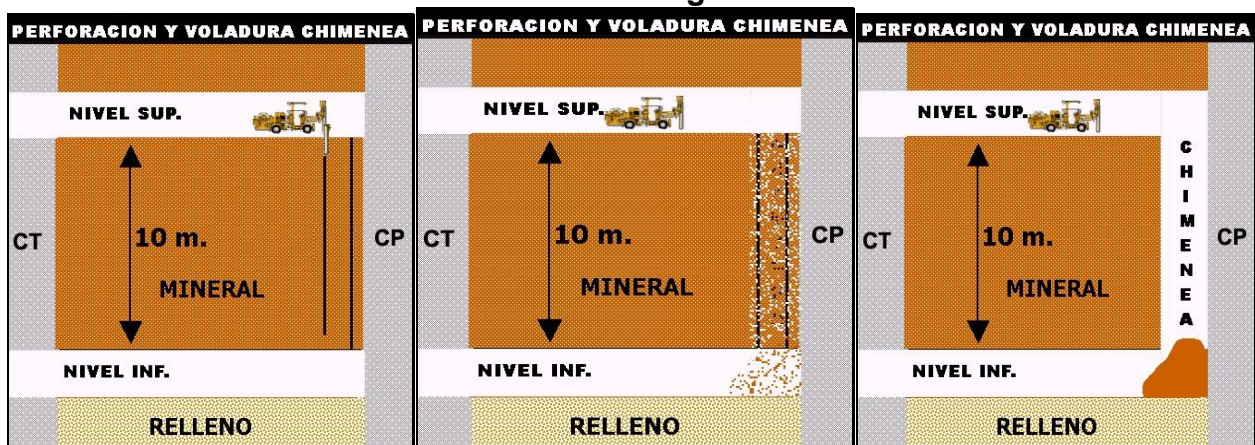
☛ En Chimeneas Convencionales



Voladura Convencional

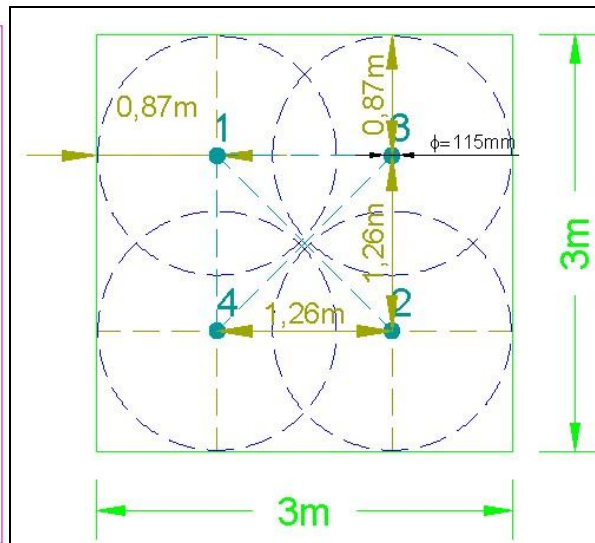
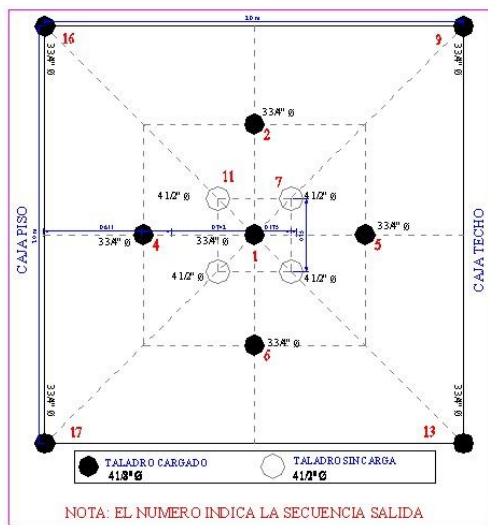


☛ En Chimeneas con Taladros Largos

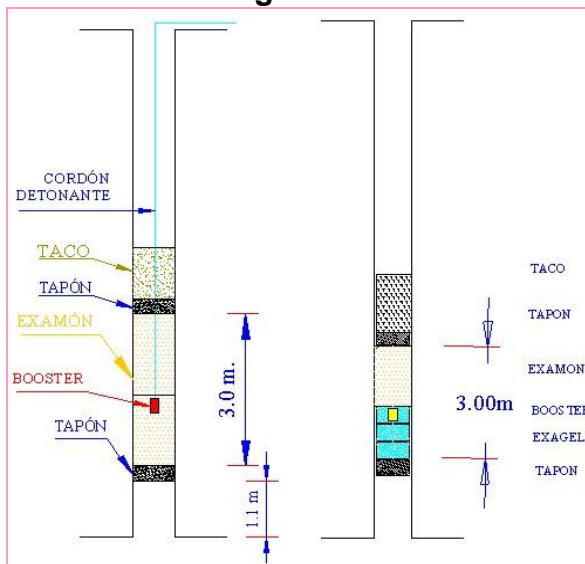


Diseño de Mallas de Perforación y Voladura

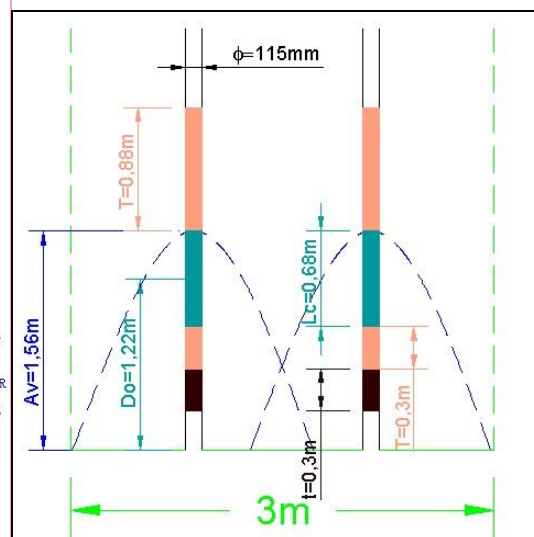
Diseño Drop Raising Diseño V.C.R.



Diseño con Carga Cilíndrica



Diseño con carga Esférica



PARAMETROS DETERMINADOS MEDIANTE LA TEORIA DE LIVINGSTON PARA DISEÑO DE CHIMENEAS V.C.R.

Diámetro de perforación (mm)	75	100	115	125	150	165
Dimensiones labor (m*m)	2 x 2	2.6 x 2.6	3 x 3	3.4 x 3.4	4 x 4	4.4 x 4.4
Espaciamento recomendado (m)	1.0	1.3	1.5	1.7	2.0	2.2
Largo de carga recomendado(m)	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	1.0
Cantidad explosivo (Kg.)	2.5	6.0	9.1	11.7	20.3	2.7
Largo máximo taco fondo(m)	0.7	1.0	1.1	1.2	1.5	1.6
Largo taco superior (m)	0.9	1.2	1.4	1.5	1.8	2.0
Tolerancia espaciamento(5Ø),(m)	0.4	0.5	0.6	0.6	0.8	0.8
Espaciamento máximo (m)	1.4	1.8	2.1	2.3	2.8	3.0
Espaciamento mínimo (m)	0.6	0.8	0.9	1.1	1.3	1.4
Avance mínimo (m)	1.5	2.0	2.3	2.5	3.0	3.3

Aplicación Chimenas V.C.R. en Diferentes Minas

Cía. Minera Bolibden 1951 Ing. Almagren, Ing. Benedik.

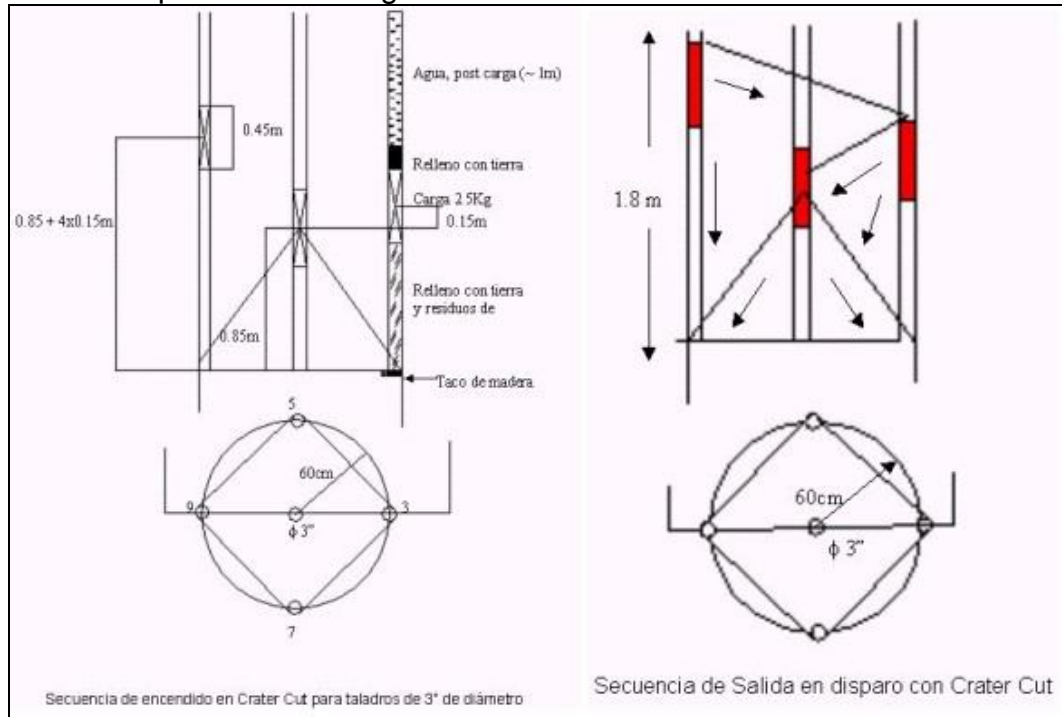
Aplicación del Crater Cut para chimeneas se trabajó con los siguientes:

Diámetro de taladro: 3.5".

Profundidad Optima: 0.85 mt. incrementándose 0.20mts en cada retardo.

Longitud de carga : 0.45 mt.

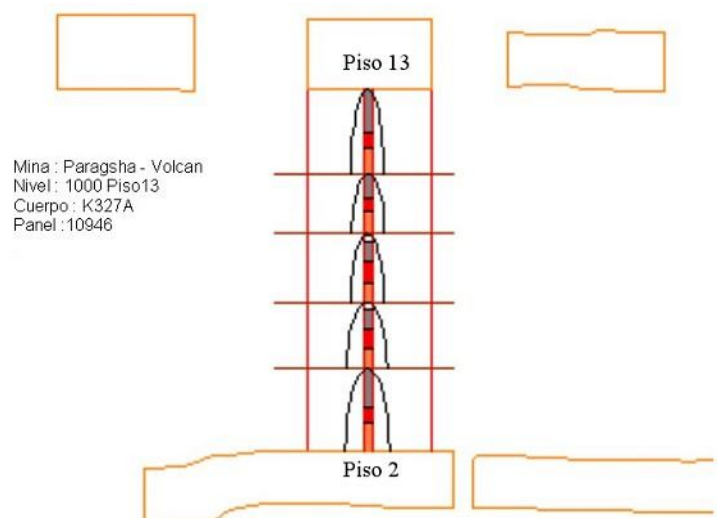
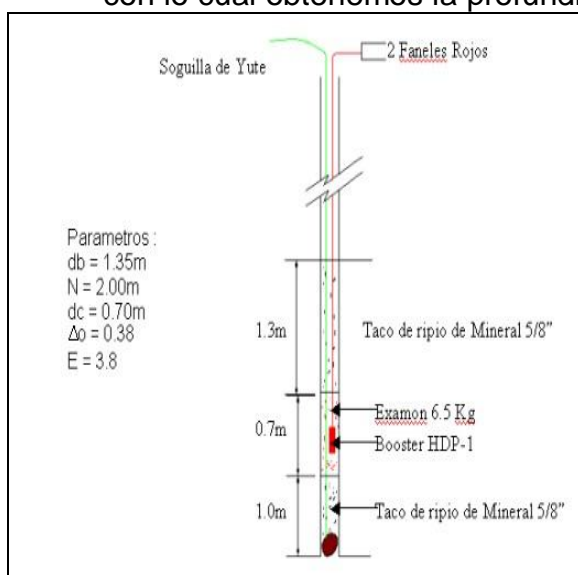
Peso del explosivo : 2.5 kg.



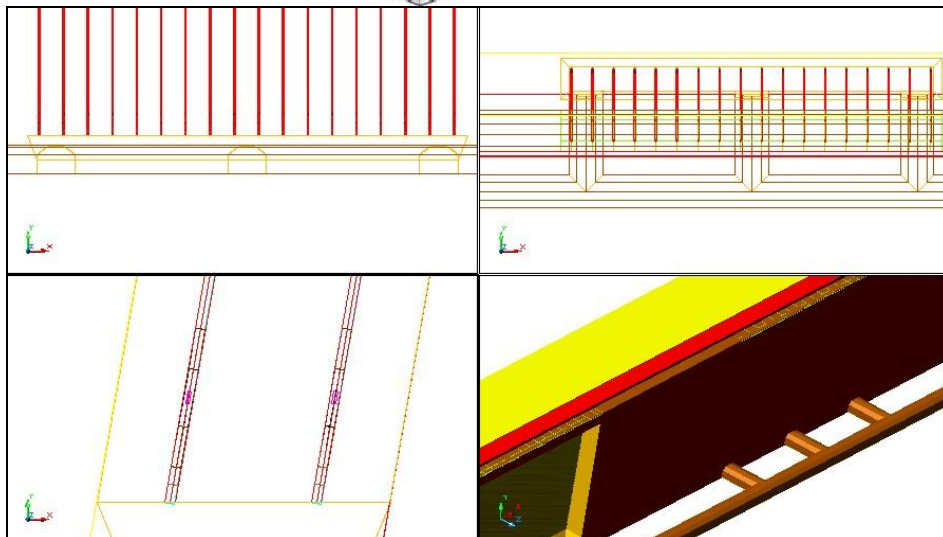
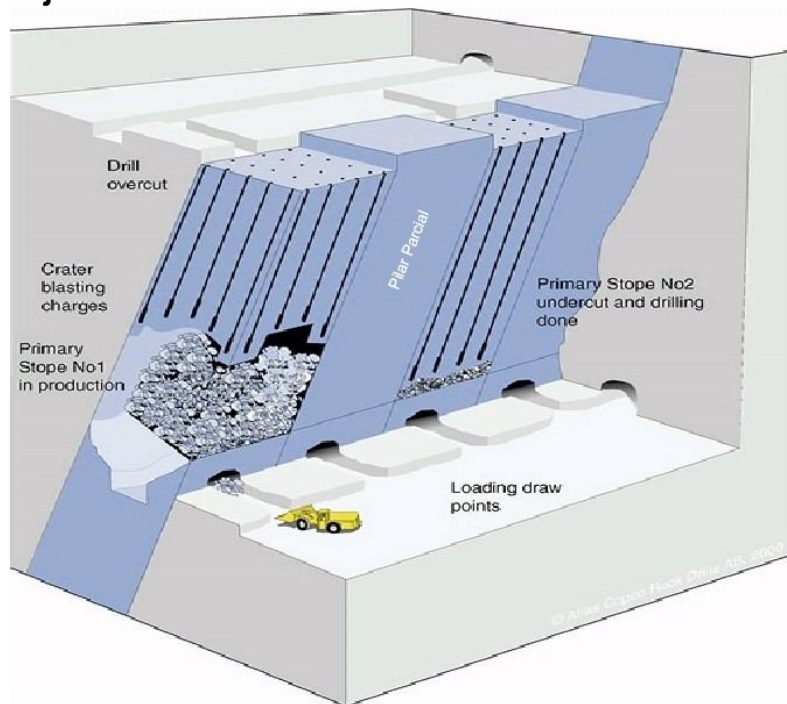
Compañía Minera Volcan U.E.A. Paragsha

Se hicieron una serie de pruebas, a partir del año 2001 en diferentes zonas de la mina: Zona IV, Nv 1800 cuerpo K337B, Zona I 800 Cuerpo Js, K327A en los niveles 800 y 1000, aplicandose VCR para las chimeneas-slot y Long Hole Blasting para la producción.

Se hicieron pruebas en diferentes cortes hasta encontrar la mayor altura de cráter, con lo cual obtenemos la profundidad óptima.



☀ En Tajeos



Aplicaciones Del VCR En Tajeos De Diferentes Minas Del Mundo

Mina Kild Creek (canada)

Yacimiento de oro; potencia hasta 180m, longitud de 600m, pendiente de 70° a 80°. Cámaras de 20m de ancho y 30m de largo, abiertas en sentido longitudinal y transversal, con un desnivel de 100m. Entre las cámaras se dejan pilares de 25m de ancho. La perforación es con diámetro de 200 mm, con un burden de 4.5 m. Y 5m de espaciamiento. La cámara tiene una galería colectiva que enlaza con los embudos y se une a las galerías de transporte con recortes, provista para la extracción mecanizada.

Mina Stripa (Suecia)

Yacimiento de mineral de fierro con ley de 50%, conformado por un gnéis homogéneo y con buenas cajas, pendientes de 23° y potencia de 20m. La preparación se inicia con un plano inclinado que comunica a la guía de cabeza, en mineral, por medio de rampas y también con los embudos, precorte, galería de acarreo, en la caja piso.

Los pisos tienen una altura de 50m. En la parte inferior se coloca los embudos separados unos 15m. Las cámaras tienen 50m de ancho por 20m de lato y largos mucho mayores. la perforación es en abanico, con 200m de largo.

Mina Mufulira (Zambia)

Yacimiento de cobre con pendiente de unos 55° y 20m de potencia, con el techo generalmente bueno.

Se preparan cámaras de 41m de largo y 50m de altura, separadas por pilares de 12m.

Esta preparación se inicia con galerías en dirección en estéril a la caja piso, en el nivel superior y inferior, desde donde se precorta el yacimiento. Después y dentro de yacimiento, se avanza otras guías paralelas la techo y piso en la base de la cámara, se deja un pilar horizontal de protección (puente) de 15m de altura sobre la galería principal de transporte, se realiza en la caja piso paralela al yacimiento, esta galería se comunica por medio de draw point en el nivel inferior de la cámara, que es la galería de acarreo esta se enlaza por unas dos filas de embudos. Prqa tener un burden inicial de voladura, se perfora en el piso , en mineral una chimenea de 1.8m de diámetro.

Los embudos se realizan con voladura convencional con perforación en abanico de 55mm de diámetro, realizado esto, queda un banco útil de 52m, que se disparan con taladros de 165mm de diámetro y se cargan como se muestra en la figura.

Homestake Mining Company South Dakota 1981

Yacimiento de oro con distribución diseminada y variable en pizarras con cuarzo, pirita, arsenopirita y pirrotita. Con pendientes de 30° a 80°. Potencia entre 3m y 30m y longitud de 122m.con una resistencia ala compresión simple de 275 Mpa.

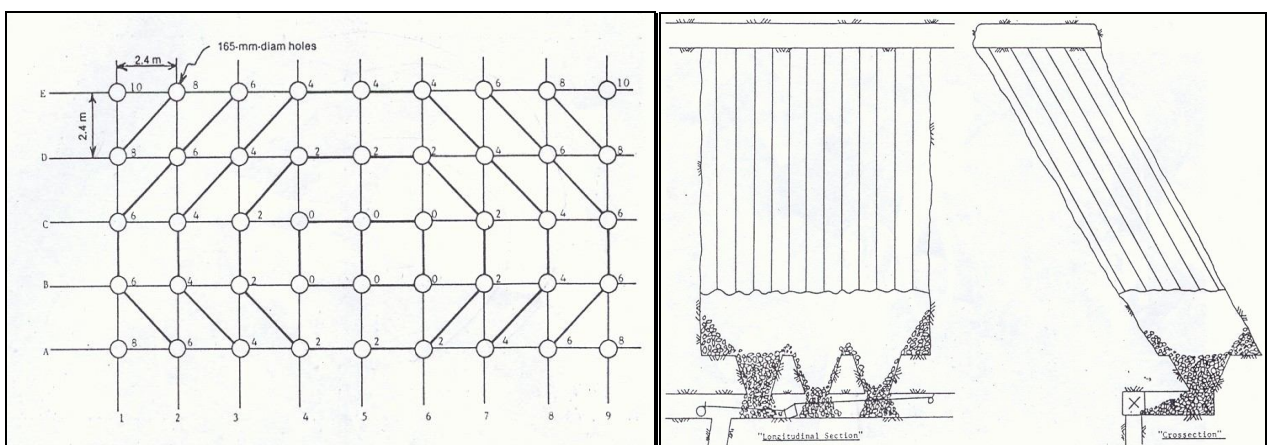
Se explota por cámaras vacías de 45.7m de alto, 61m de largo y un ancho de 10.7m con voladura en V.C.R.

La perforación se realiza con equipo D.T.H. de 165mm de diámetro con mallas de perforación de 2.4*2.4m a 3.0*3.0m según el tipo de roca, y con inclinaciones entre 45° y 50° .

En la voladura se rompen rebanadas de 2.47m con cargas de explosivo variables entre 2m y 1.2m, según las pendientes del los taladros de 50° a 80°.

Comparación de costos y rendimientos con otros métodos de la mina.

Método de Explotación	Rendimiento (TM/hr)	Costo (Pesetas/TM)
Corte y Relleno	15.1	1045
Taladros Largos	22.8	1071
V.C.R.	31.6	751



Mina Alfredo (Huelva)

Este yacimiento, formado por rocas cloríticas metamórficas, con mineralización de cobre, de estructura tabular, próxima a vertical.

El yacimiento tiene una longitud de 400m, potencia entre 20 y 50m y profundidad en vertical de 500m, desde la superficie.

Para seleccionar el proyecto se ha realizado un proceso de optimización, con análisis financiero y técnico de las posibles alternativas. Estos estudios unidos a los de mecánica de rocas para la estabilidad de la mina condujeron a aplicar las siguientes conclusiones:

- Camaras de 20m de ancho y pilares de 12.5m de ancho.
- Alturas de banqueo óptimos de 7m.
- El banco está limitado por un puente de 4m en parte superior y inferior, alcanzando la cámara una longitud variable con la potencia de la clorita sobre 40m.
- La perforación es con 165mm de diámetro.
-

Mina Almaden (Ciudad Real)

Yacimiento de cinabrio, formado por tres bancos de cuarcita mineralizada con pendientes de 80°.

La primera caja es pizarra, pero pegado a la cuarcita lleva un sill de roca volcánica irregular, que llega a 1m de potencia y en ocasiones desaparece.

El primer banco con potencia de 7 a 10m, viene un techo de 10m de pizarra y cuarcita. El segundo banco tiene 5m de potencia. Sigue otra intercalación de cuarcita de 5m y el tercer banco mineralizado de 4m. Al final de la caja el techo es deleznable.

La longitud es de 450m.

Al disminuir la ley y aumentar la regularidad geométrica del yacimiento se ha decidido aplicarlas "cámaras vacías con voladura en cráter"(V.C.R.)

Las cámaras tienen 5m de ancho y 35m de alto entre el nivel superior e inferior, y una longitud de 45m.

La voladura se hace según las normas siguientes:

- Diámetro de taladros de 165mm con una malla de 3*3m.
- Carga de 18kg por taladro, con una Do de 1.79m.
- Relleno y taco de agua en la parte superior y tapón en la parte inferior.
- Cada voladura arranca una rebanada de 4m con 36Kg por taladro.
- El consumo específico de explosivo es de 0.65Kg/TM.

Mina Rubiales (Lugo)

Yacimiento de Plomo y Zinc mineralizado en una zona de intensas tensiones y deformaciones de unos 30m de espesor y pendientes casi verticales. Se presenta en forma de mineralizaciones en rosario e irregulares.

El método empleado es de cámaras vacías con taladros largos, sistema V.C.R.

Para la preparación de cámaras se avanza en el nivel superior una galería principal paralela a la dirección del yacimiento. Desde ella se recorta a intervalos para dividir el bloque en cámaras de 16m y pilares de 20m.

Paralela Al nivel inferior se avanza una galería de acarreo desde donde se recorta al yacimiento para preparar los draw point y los embudos de las cámaras.

Por debajo de este se prepara la galería de transporté general.

Desde los niveles superiores se perforan taladros en abanico de 165mm de diámetro que se vuelan por el sistema de cráter (V.C.R.), Cada voladura arranca una rebanada de 3m de espesor en sentido ascendente.

Mina Bodovalle (Vizcaya)

Yacimiento sedimentario de siderita en una formación de caliza, la ley es de 37% de Fe. La caja piso es de calizas arenosas (psamitas) y el techo es de margas (cayuela), en la zona de explotación el yacimiento tiene 350m de largo, 250m de alto y 60m de potencia. La extracción de mineral se hace por un plano inclinado de 700m de largo equipado con faja transportadora y el yacimiento se explota por cámaras de 25m de ancho, pilares de 20m con una longitud entre 60 y 270m y una altura de 60m.

Mina Luossavaara (Canadá)

Se aplicó el minado por V.C.R. el yacimiento era conformado por brecha, cuarcita porfirítica y sienita porfirítica con un RQD entre 80% a 100%, para determinar el cráter óptimo se realizaron pruebas pequeñas con diámetro de 102 mm de diámetro con Riolita (TNT + Slurry) donde se determinó para los taladros de producción de 165mm de diámetro:

- Profundidad crítica de 4.15m.
- Distancia óptima de 2.2 m.
- Radio de cráter de 2m.
- Espaciamiento entre taladros de 3m
- Avance por disparo de 2.7m.
- Factor de carga de 1.3Kg/m³

Mina Levack (Ontario)

El minado por V.C.R. se utilizó para la recuperación de pilares de 49m de largo, 6m de ancho, y 20^a 26m de altura, el área de minado fue rellenado con relleno cementado con relación de 1:30 (cemento : arena) la perforación se realizó con 165mm de diámetro, se utilizó el Anfo para la voladura.

Mine Strathcona (Canada)

Fue desarrollado por el método V.C.R. para la recuperación de pilares de 61m de altura con ancho de 6.7m y 30m de longitud que fue explotado en dos niveles de la misma altura los cortes de voladura eran de 2.7m.

Mine Levack West (Canada)

Se aplicó el V.C.R. por términos de costo y producción donde se perforaron con diámetros de 165mm. Donde se tuvieron buenos resultados en la extracción en el tajo experimental.

Mina Brichtree (Thompson)

El cuerpo mineralizado de Brichtree era irregular, se optó por el V.C.R. con dimensiones de bloque de 38m de largo, 33.5m de altura y con anchos entre 3 a 9m, la perforación se realizó con 152mm de diámetro. En la fase de voladura se obtuvieron avances verticales de 3m.

Mina Centenal

Los estudios compusieron a aplicar el V.C.R. en un tajeo experimental cerca de 43m de altura un ancho de 6m con una inclinación de cuerpo mineralizado de 75° con perforación de taladros inclinados, y la fragmentación fue buena, al final de este método se obtuvo ventajas económicas.

Mina Pamour Porcupine

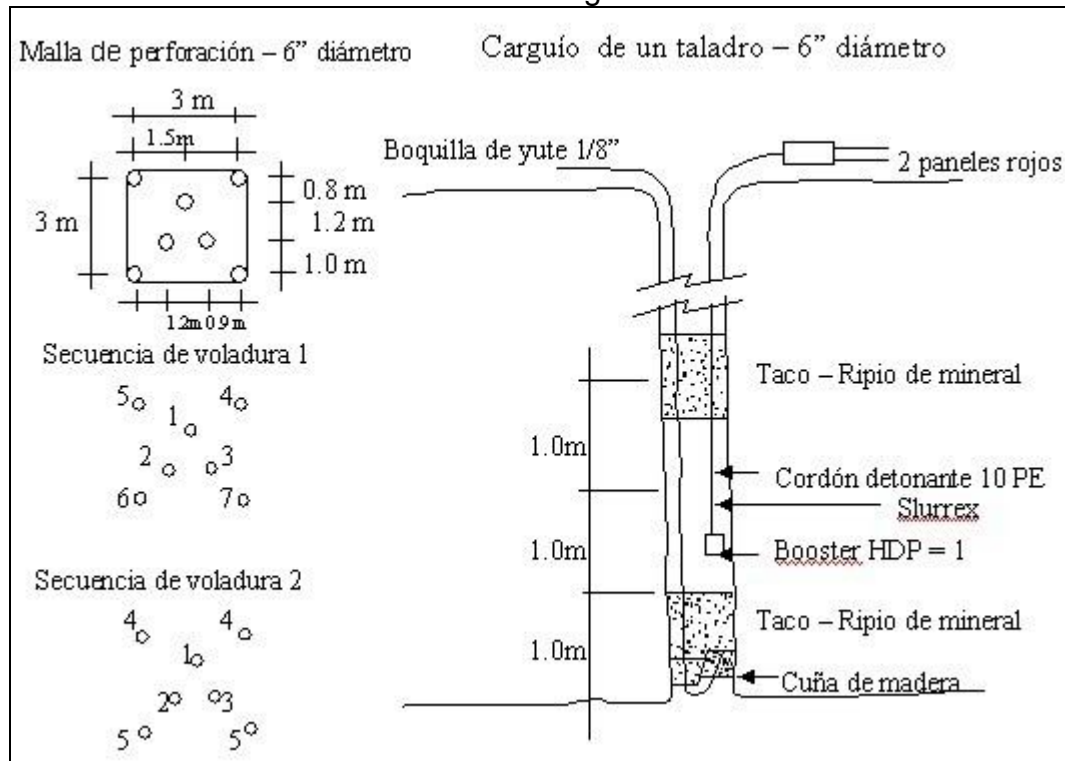
Fue la primera mina de oro que adaptó el método de V.C.R. en un pequeño tajo abierto para la recuperación de pilares de 36m.

Mina Abminco N.L. (Australia)

Se explotó un pequeño cuerpo mineralizado de por debajo de la mina a tajo abierto cerca de 40m, la perforación se realizó desde la superficie desde 80 a 90m los taladros fueron de mucha importancia en donde se explotaron en dos tajos de V.C.R.

Cía. Minera Los Montes Ica-Perú 1982 – 1986

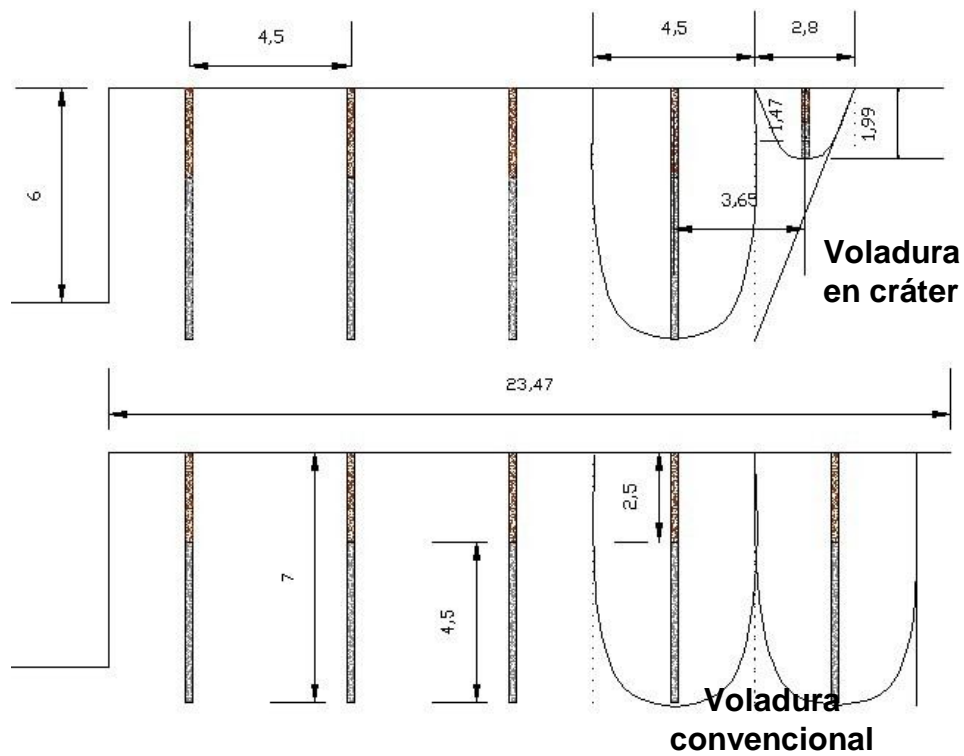
Se aplicó el Vertical Cráter Retrait para las chimeneas. Los primeros Drop Raises se hicieron en malla de 2.00 x 2.5m. con cuatro taladros interiores, cargados con Slurrex; Posteriormente se cambió la malla a 2.5 x 3.0m. con cuatro taladros interiores cargados con slurrex; Quedando finalmente la malla en 3 x 3m con solo tres taladros interiores. La productividad obtenida fue de 16TM/hombre-guardia



5.1 En Voladura Superficial

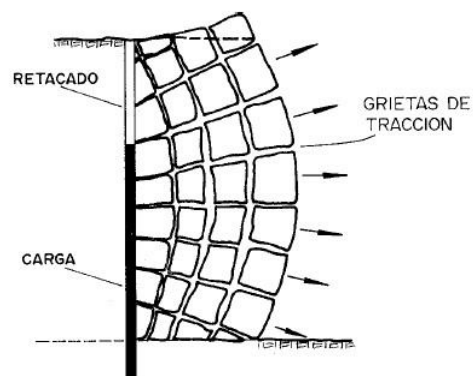
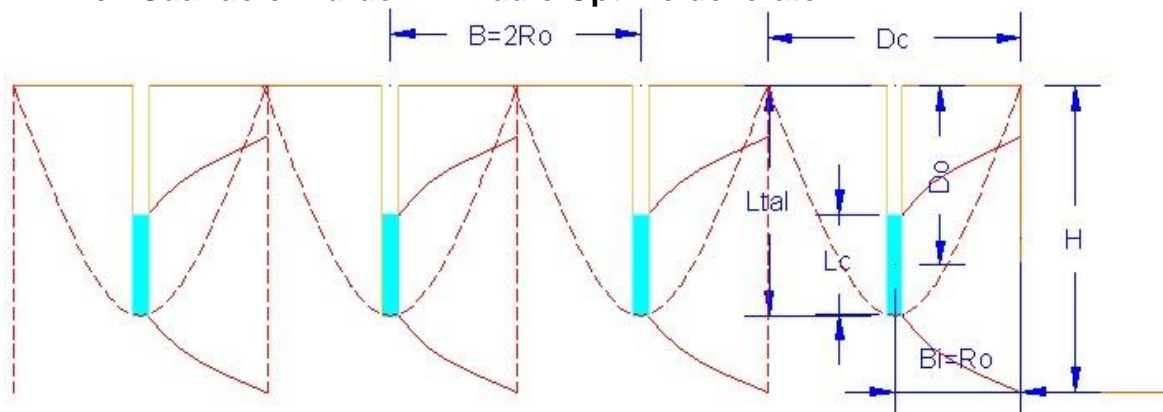
● En Bancos





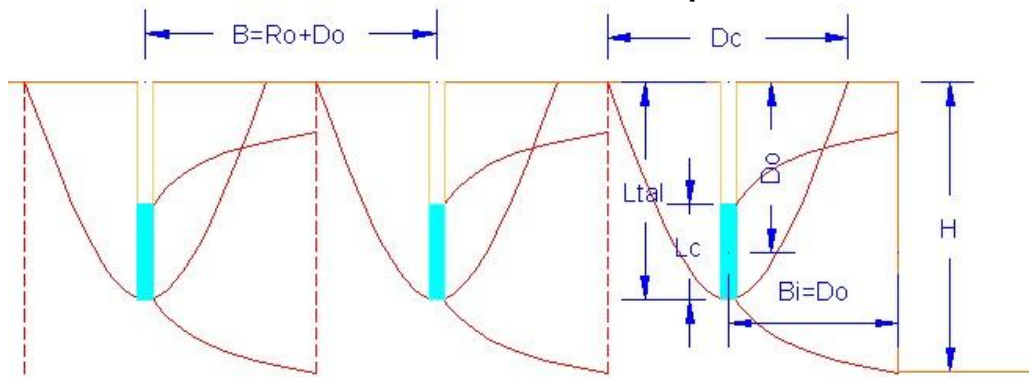
5.2 Efectos del Cráter en mas de 1 Cara Libre

- Cuando el Burden ≈ 2 Radio Optimo del cráter



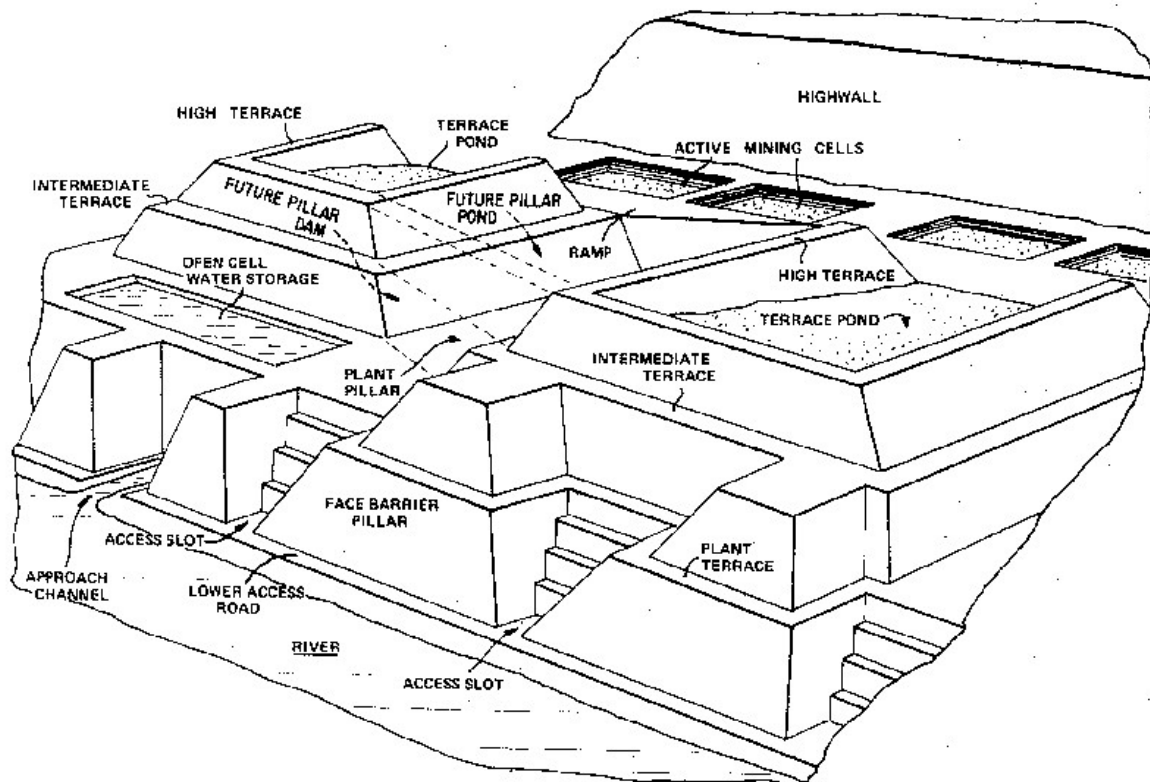
Mecanismo de Ruptura por Flexión

☛ Cuando el Burden = Radio + Distancia optima del cráter

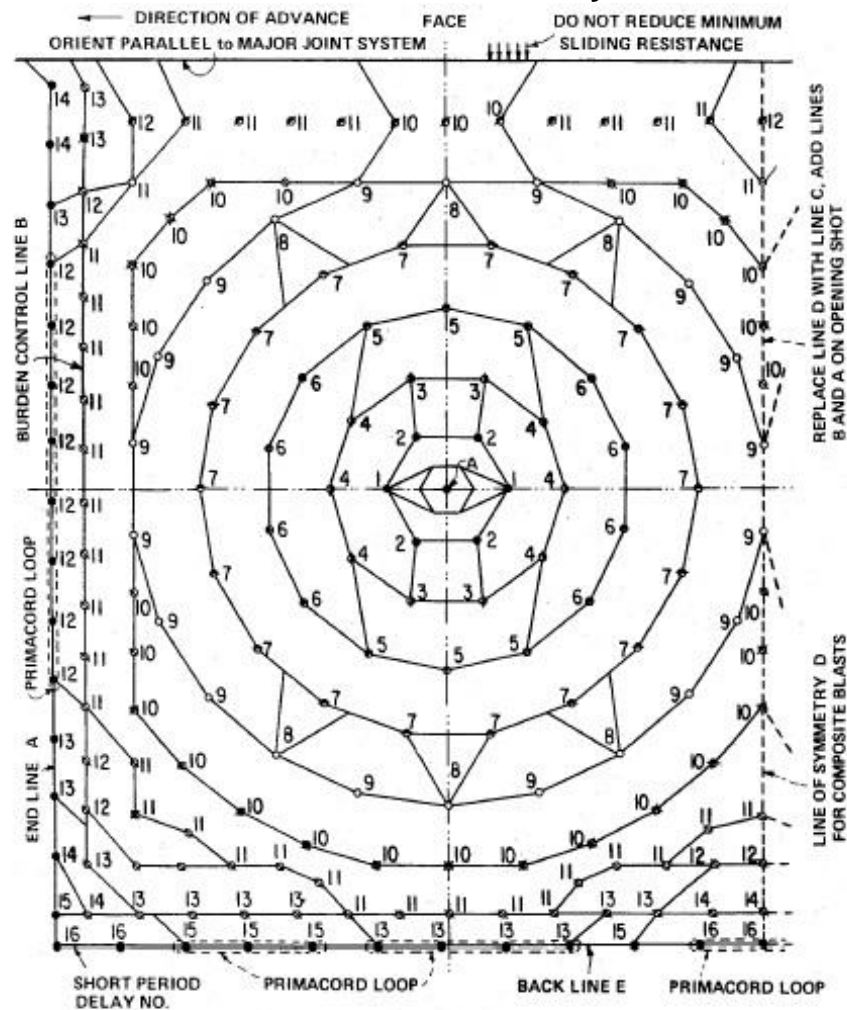


Aplicaciones Del VCR En Tajo Mina Layout

Este método fue aplicado por Clifton W. Livingston en 1973. en la mina Layout .



Diseño de Malla de Perforación y Voladura



CODE	V-1	V-2	V-3	B-1	B-2	B-3	B-4	B-5	B-6	B-7	B-8
SYM	●	●	◐	⊕	⊖	○	⊗	⊙	⊘	⊙	●
DIA. IN.	9.875	9.875	9.875	9.875	9.875	9.875	9.875	9.875	9.875	6.625	5.625
SUB. FT.	6.91	6.17	6.27	6.17	5.78	5.47	4.97	4.97	5.18	4.50	3.70
DEPTH ft.	40.91	40.17	40.27	40.17	39.78	39.74	38.97	38.97	39.18	38.50	37.70

6. PROBLEMA APLICATIVO

6.1 El siguiente problema es un caso real que fue explotado por el método de explotación V.C.R. En la mina Almaden de la ciudad real, España, el yacimiento esta formado por el mineral de cinabrio, formando bloques de cuarcita mineralizados con un buzamiento de 80°, la caja es de pizarra, pero pegado a la cuarcita lleva un sill de roca volcánica irregular que llega a 1m. De potencia y en ocasiones desaparece.

El primer block tiene una potencia de 7-10m. Tiene de techo 10m de pizarra y cuarcita, el segundo block mineralizado de 4m el techo al final es de pizarra deleznable.

La longitud del tajo es 450m, al disminuir la ley y aumentar la regularidad geométrica del criadero se ha decidido aplicar por el método de V.C.R.

Las cámaras tienen 5m de potencia y 35 de desnivel, la longitud del tajo es de 46m.

En la selección de equipo de perforación será por D.T.H. con diámetro de 6", el explosivo que se utilizara es ANFO de una densidad de 0.85g/cc, de una presión de detonación de 50kbar.

El yacimiento tiene un RQD promedio de 60%, una resistencia a la tracción de 80 Kg/cm² y una densidad de mineral de 8.1 g/cc y una desviación de 1.5%.

Resolución:

- ☛ Cálculo del diseño del diseño del cráter.

NUEVA TEORIA DE CRATERES PARA VOLADURA DE ROCAS

Díametro del taladro:	6.5 pulgadas (165 mm)	N=	2.69 metros
Densidad del explosivo:	0.85 g/cc (Confinado)	E=	2.6 pie/Lb ^{1/3}
Velocidad de detonación:	4850 m/s (ANFO)	Ltal=	2.29 metros
Esf. Tensivo:	80 kg/cm ² (cinabrio)	Lcarga=	0.99 metros
RQD:	60 % (Jv=17Fract/m)	Ltaco=	1.30 metros
Díametro del explosivo:	165 mm	Peso/cart=	17.99 Kg/cart
Longitud del explosivo:	990 mm	N° cart/cráter=	1.00 Cartuchos
Densidad de la roca:	8.1 g/cc (Pizarra)	F carga/tal=	0.151 Kg/TM
		PoD=	49.99 Kbar

Método Directo

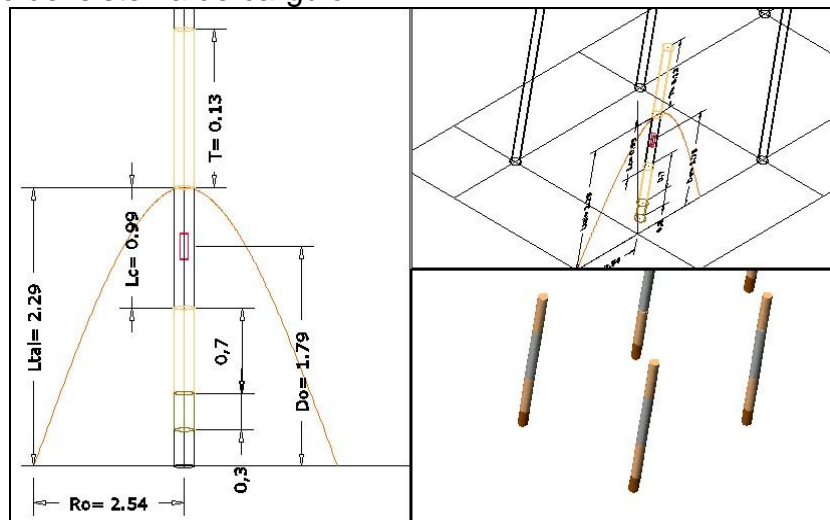
$$D_o = \frac{\phi}{3} * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD}} = 1.79 \text{ metros}$$

$$R_o = D_o * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD} * \frac{\phi}{2D_o} - 1} = 1.27 \text{ metros}$$

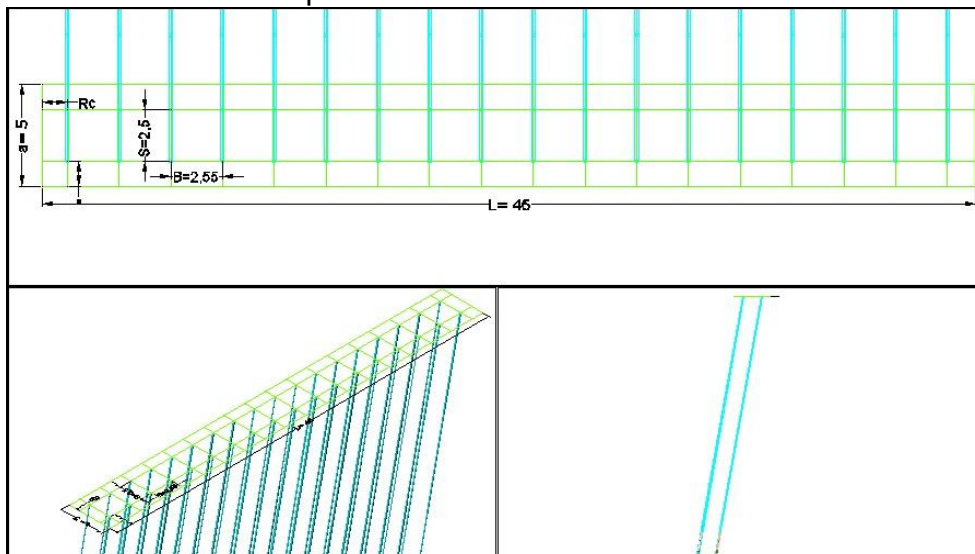
$$V_o = \frac{1}{2} \pi * R_o^2 * D_o = 4.52966 \text{ metros}^3$$

$$S_o = 2 R_o = 2.54 \text{ metros}$$

- ☛ Diseño del sistema de carguío.



- ☛ Diseño de la malla de perforación



$$\# tal / fila = \frac{potencia_{ore}}{S}$$

$$\# tal / fila = \frac{5}{2.54} = 2 tal$$

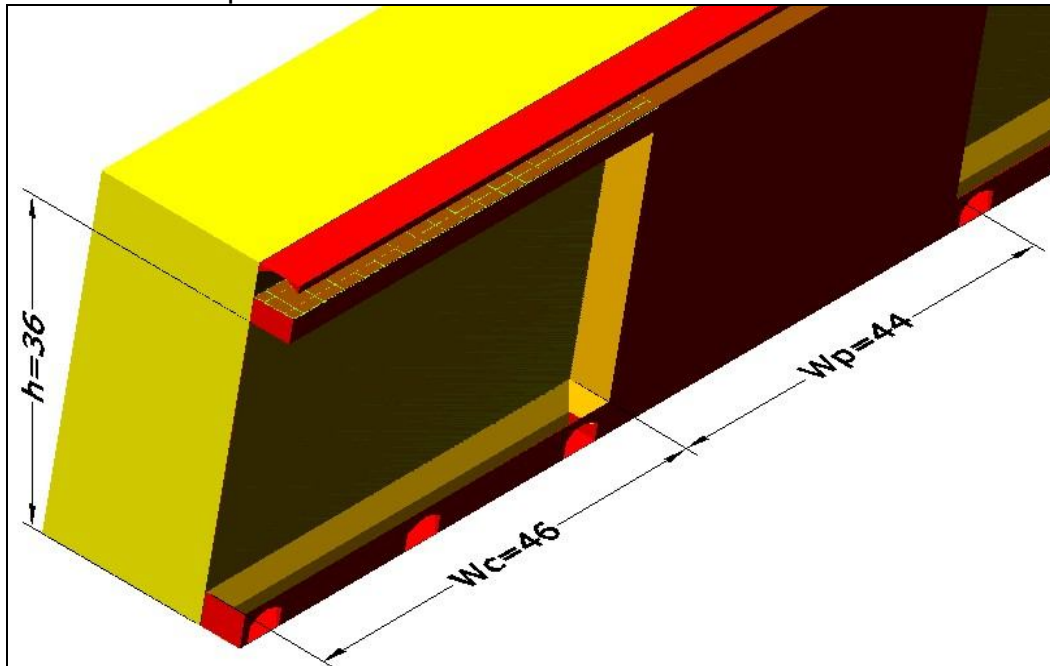
$$\# tal / col = \frac{longitud_{Tj}}{B}$$

$$\# tal / col = \frac{46}{2.54} = 18 tal$$

$$\# tal / Tj = (\# tal / fila) * (\# tal / col)$$

$$\# tal / Tj = 2 * 18 = 36 tal / Tj$$

☛ Diseño de los pilares



Datos de campo:

Z = 80 m. (profundidad)
 $\gamma = 8.1 \text{ g/cc} = 8100 \text{ Kg/m}^3 = 0.079 \text{ MPa}$
 $\sigma_c = 1000 \text{ Kg/cm}^2 = 100 \text{ MPa}$
 $W_p = 44 \text{ m. (se asume)}$
 $W_c = 46 \text{ m.}$
 $h = 36 \text{ m}$
 $RQD = 60\%$

- Se calcula la resistencia del pilar para un diseño longitudinal (σ_p)

$$\sigma_p = \gamma * Z * \left(1 + \frac{W_c}{W_p} \right)$$

$$\sigma_p = 0.079 * 80 * \left(1 + \frac{46}{44} \right)$$

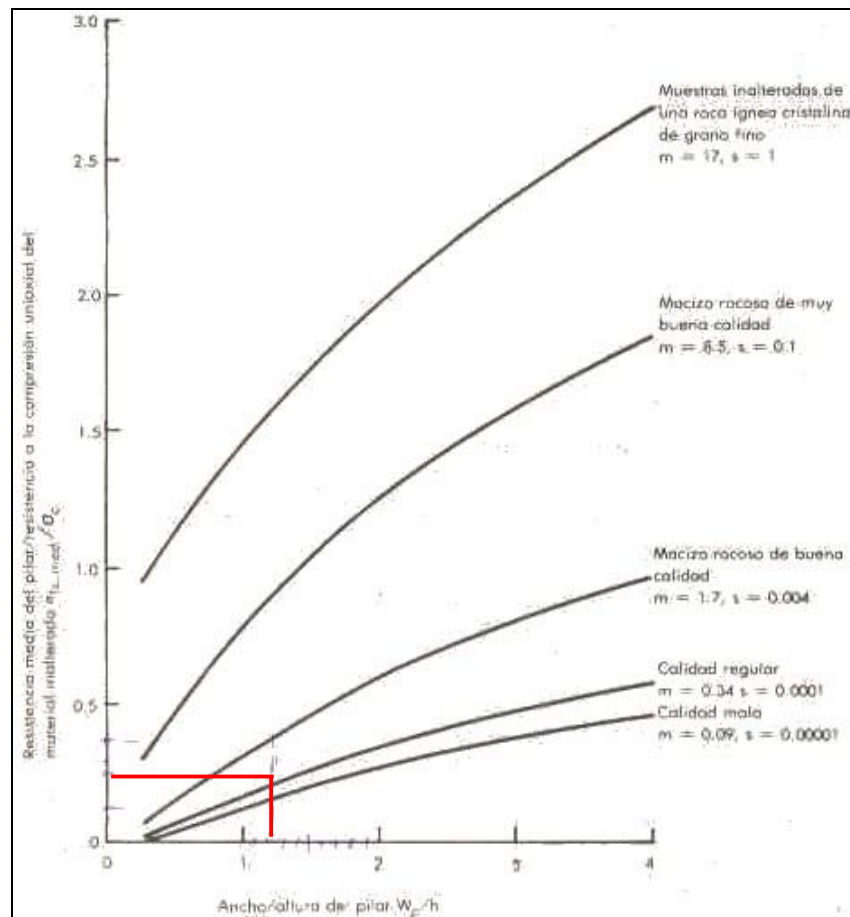
$$\sigma_p = 12.93 \text{ MPa}$$

- Se determina la resistencia media del pilar (σ_{mp})

$$\sigma_{mp} = k * \sigma_r$$

K = cte; se determina por la siguiente diagrama.

Si $\frac{W_p}{h} = \frac{44}{36} = 1.22$



Del diagrama **$K = 0.2$**

$$\sigma_{mp} = k * \sigma_c = 0.2 * 100 = 20 \text{ MPa}$$

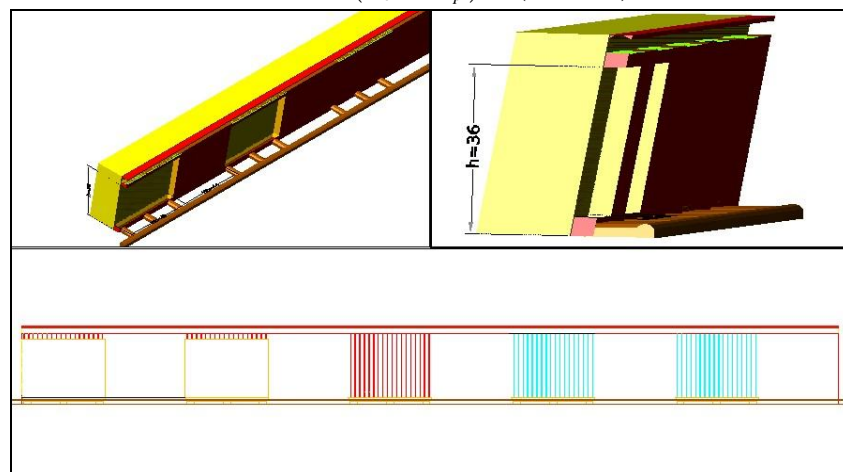
- Se calcula el factor de seguridad del pilar (F_s)

$$F_s = \frac{\sigma_{mp}}{\sigma_p} = \frac{20 \text{ MPa}}{12.93 \text{ MPa}} = 1.55$$

⇒ F_s nos indica que el pilar se mantiene estable a ese W_p asumido.

● **Calculo del # de Tj a explotarse**

$$\#Tj = \frac{L_{yacim}}{(W_c + W_p)} = \frac{450}{(46 + 44)} = 5$$



☛ TM rotas por corte

$$TM / corte = \gamma * a * l * H_c$$

$$TM / corte = 8.1 * 5 * 46 * 2.69 = 5011.47 TM / corte$$

☛ # corte por Tj

$$\# corte / Tj = \frac{H_{Tj}}{H_c * \text{sen} \theta} = \frac{32}{2.69 * \text{sen} 80^\circ} = 12 \text{ cortes} / Tj$$

☛ TM rotas por Tj

$$TM / Tj = (TM / corte) * (\# corte / Tj)$$

$$TM / Tj = 5011.47 * 12 = 60,137.64 TM$$

☛ Kg de explosivo /corte

$$Explo_{corte} = Explo_{tal} * \# tal / corte$$

$$Explo_{corte} = 18 * 38 = 684 Kg / corte$$

☛ Total de Kg de explosivo por Tj

$$Explo_{Tj} = Explo_{corte} * \# corte / Tj$$

$$Explo_{Tj} = 684 * 12 = 8208 Kg / Tj$$

☛ Factor de carga

$$Fc = \frac{Explosi_{corte}}{TM / corte}$$

$$Fc = \frac{684}{5011.47} = 0.13 Kg / TM$$

☛ Costo de operación y capital si rompen 5011.47 TM de mineral para el método de explotación por V.C.R

Costo de Capital y de Operación para el Minado por V.C.R.

$$TM = 5,011.47 \quad Tc = (1.1023 * TM) * fr * (1 + fd)$$

donde :

fr = 90 % $Tc = toneladas_cortas$

fd = 10 % $TM = Toneladas_metricas$

$fr = factor_de_recuperacion$

$fd = factor_de_dilucion$

$$Tc = 5,468.90$$

Categoria	Costo de Capital (\$)
Labor	12,300.00 (Tc) ^{0.732} = 6,699,586.699
Equipamiento	20,300.00 (Tc) ^{0.770} = 15,334,836.268
Acero	277.00 (Tc) ^{0.843} = 392,219.864
Madera	49.20 (Tc) ^{0.898} = 111,840.584
Combustible	18.50 (Tc) ^{0.798} = 17,783.451
Lubricante	8.03 (Tc) ^{0.798} = 7,718.979
Explosivos	606.00 (Tc) ^{0.848} = 895,801.820
Neumatico	33.20 (Tc) ^{0.787} = 29,031.234
Mat. De Construcion	12,500.00 (Tc) ^{0.650} = 3,361,592.778
Electricidad	14.90 (Tc) ^{0.873} = 27,313.232
Impuestos	1,850.00 (Tc) ^{0.752} = 1,196,940.691
Total:	45,200.00 (Tc) ^{0.747} = 28,012,368.904

Categoría	Costo de Operacion (\$/TC)	
Labor	55.00 (Tc) $^{-0.306}$ =	3.950
Equipamiento	1.83 (Tc) $^{-0.204}$ =	0.316
Acero	0.61 (Tc) $^{-0.033}$ =	0.457
Madera	0.18 (Tc) $^{-0.018}$ =	0.150
Combustible	1.05 (Tc) $^{-0.222}$ =	0.155
Lubricante	0.45 (Tc) $^{-0.219}$ =	0.068
Explosivos	2.29 (Tc) $^{-0.042}$ =	1.595
Neumatico	0.53 (Tc) $^{-0.160}$ =	0.134
Mat. De Construcion	3.78 (Tc) $^{-0.183}$ =	0.782
Electricidad	1.75 (Tc) $^{-0.078}$ =	0.894
Impuestos	0.48 (Tc) $^{-0.097}$ =	0.206
Total:	51.00 (Tc) $^{-0.206}$ =	8.661

6.2 Propuesta de diseño de chimenea V.C.R. para la Mina San Rafael, En esta propuesta se realiza un diseño de voladura en crater usando el nuevo modelo matemático a diferencia del diseño de malla perforación y voladura como es el drop raising usado en la mina san rafael, el diseño propuesto para un yacimiento de casiterita (Mineral de estaño) con una densidad de 3 gr/cm^3 , un RQD de 82%, una resistencia la compresión simple de 84Mpa y constante de roca (m) de 20, el buzamiento del mineral es de 50° con desnivel de 25m.

La perforación sera realizada en el nivel superior del bloque de minado de una sección de $4 \times 3.5 \text{ m}^2$ con el equipo Mustang A-32 con un diámetro de broca de 114mm, y una longitud promedio del taladro de 33m Y de sección de chimenea de $3 \times 3 \text{ m}^2$.

En la voladura se utilizara Exagel-E65 como carga esférica con densidad de 1.12 gr/cm^3 , un mini búster de 1/3 de libra para la iniciación y fulminante primadet de 100pies, cordón detonante, carmex y mecha rápida.

Para el tapón de carguio se utilizara sacos y soguilla de yute.

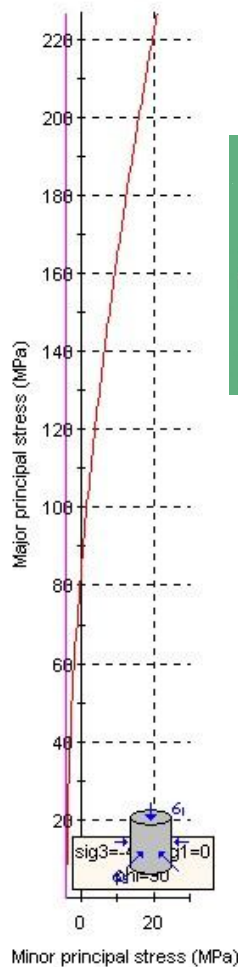
Para en taco se utilizaran los detritos de perforación y el relave de la mina. Y con todos estos datos se realízale diseño de chimenea V.C.R.



Solución Aplicando la nueva teoría en Cráter

- Se determina el esfuerzo tensivo utilizado el criterio de Hoek y Brown mediante el programa RocLab.

Analysis of Rock Strength using RocLab (Mineral de Estaño)



Hoek-Brown Classification

intact uniaxial compressive strength = 84 MPa
GSI = 100 $m_i = 20$ Disturbance factor = 0.8

Hoek-Brown Criterion

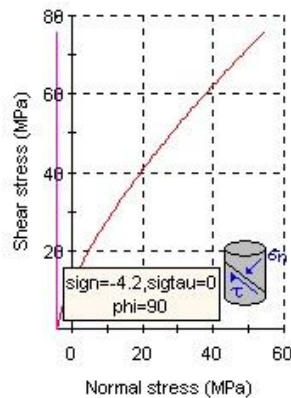
$m_b = 20.000$ $s = 1.0000$ $a = 0.500$

Mohr-Coulomb Fit

cohesion = 14.994 MPa friction angle = 49.96 deg

Rock Mass Parameters

tensile strength = -4.200 MPa
uniaxial compressive strength = 84.000 MPa
global strength = 82.303 MPa
modulus of deformation = 97789.20 MPa



- Luego se obtienen los siguientes datos para el diseño:

DISEÑO DE VOLADURA EN CRATER

Datos de Campo:

Diametro del taladro:	4.50 pulgadas	(114 mm)
Densidad del explosivo:	1.12 g/cc	(Confinado)
Velocidad de detonacion:	5100.00 m/s	(Exsagel-E 65)
Esf. Tensivo:	42.84 kg/cm ²	(Casiterita-Estaño)
RQD:	82.00 %	(Jv=10Fract/m)
Diametro del explosivo:	114.00 mm	
Longitud del explosivo:	690.00 mm	
Densidad de la roca:	3.00 g/cc	(Casiterita)
Longitud de perforacion:	33.00 m.	
Tipo de barreno:	DTH	(Barra, Estabilizador, DTH)
Ancho de labor:	3.00 m.	
Largo de labor:	3.00 m.	
Distancia a una zona critica:	150.00 m.	
Lugar:	Minsur	

- Con esto datos se obtienen los siguientes resultado:

Metodo Directo

$$D_o = \frac{\phi}{3} * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD}} = 1.75 \text{ metros}$$

$$R_o = D_o * \sqrt{\sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD}} * \frac{\phi}{2D_o} - 1} = 1.24 \text{ metros}$$

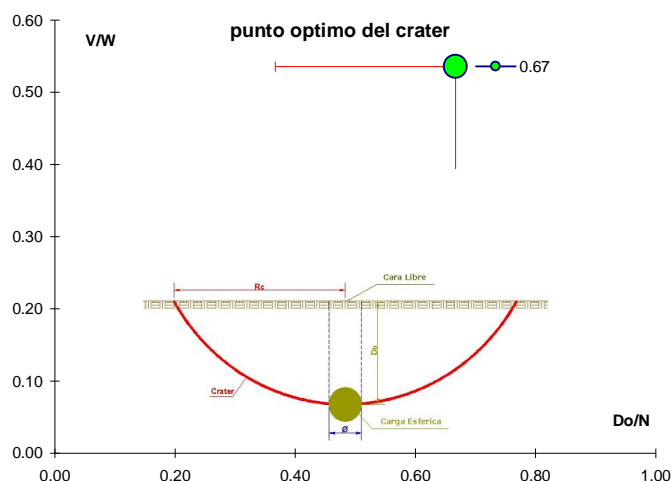
$$V_o = \frac{1}{2} \pi * R_o^2 * D_o = 4.22 \text{ metros}^3$$

$$S_o = 2 R_o = 2.48 \text{ metros}$$

$$S_r = 2 * R_o - Dp = 2.01 \text{ metros}$$

$$N = \frac{\phi}{2} * \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t * RQD}} = 2.63 \text{ metros}$$

Do/N V/W
0.67 0.54

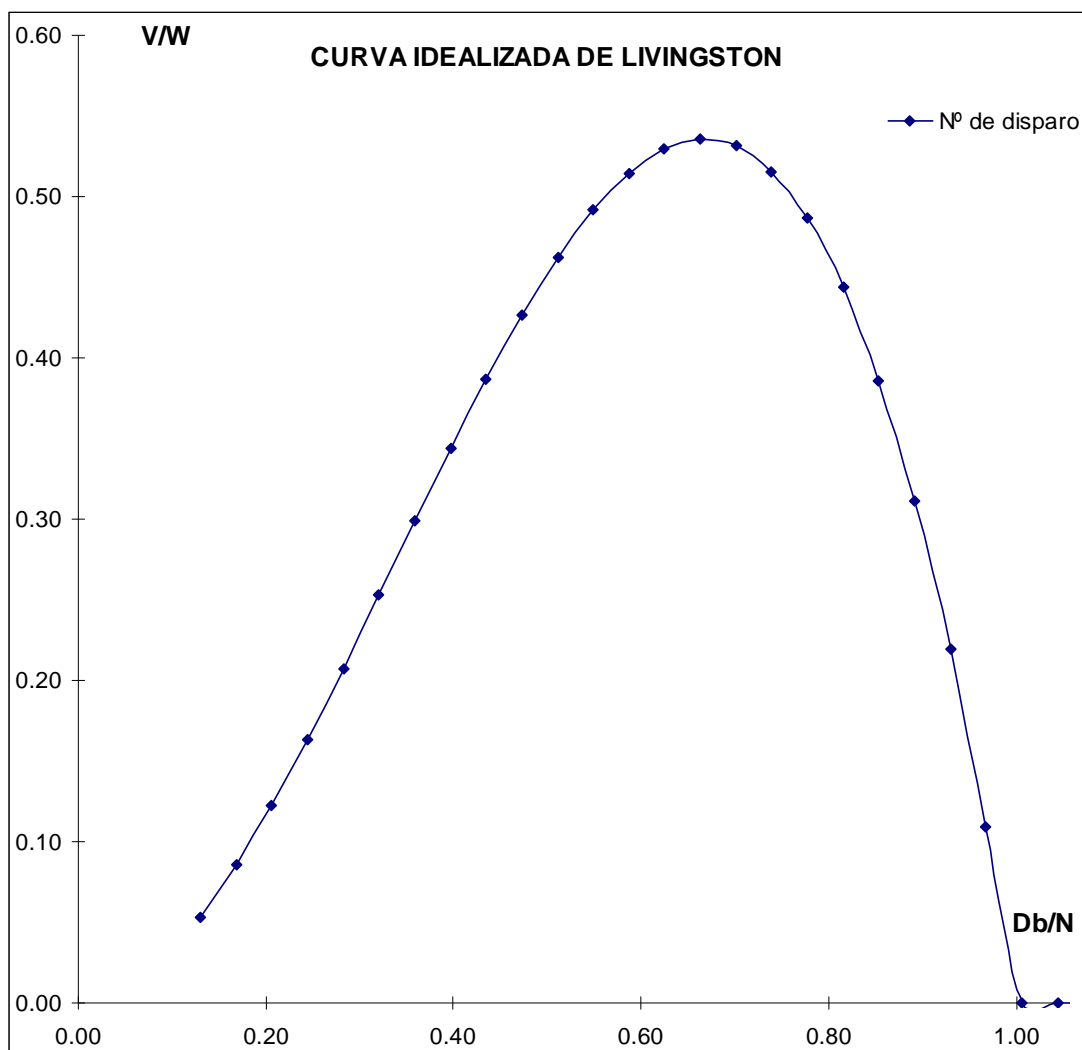


Resultados.

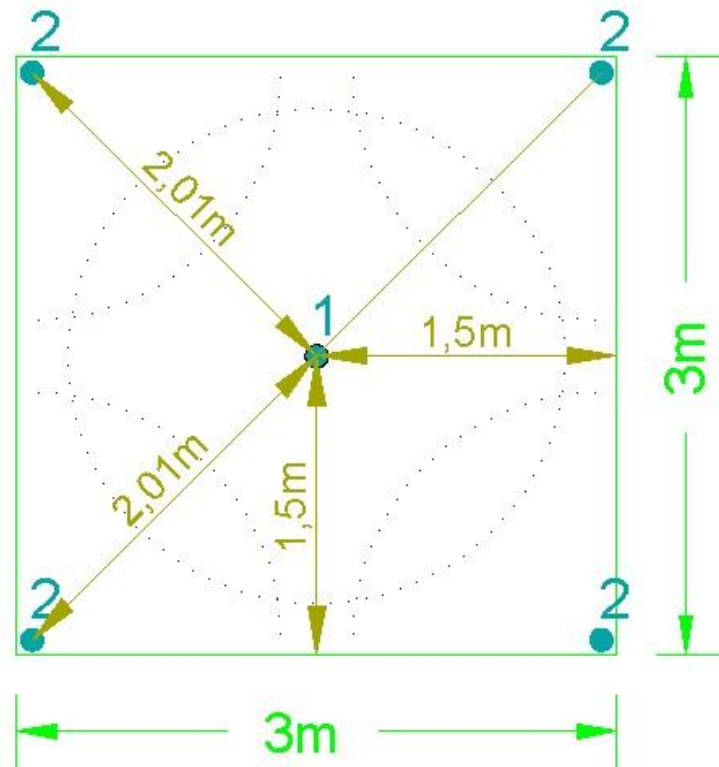
Profundidad Critica (N):	2.63 metros
Factor de energia (E):	3.33 pie/Lb ^{1/3}
Relacion de Profundidad (Do/N):	0.67
Longitud de taladro:	2.09 metros
Longitud de Carga:	0.69 metros
Longitud de taco:	1.41 metros
Peso de explosivo/taladro:	7.89 Kg/tal
Nº cartuchos/taladro:	1.00 Cartuchos
Factor de carga/tal:	0.31 Kg/TM
Factor de carga/tal:	0.93 Kg/m ³
Presion de Detonacion:	72.83 Kbar
Dp con Barra/tal:	Barra m.
Dp conn Estabilizador/tal:	Estabilizador m.
Dp con DTH/tal:	0.47 m.
Desviacion.	1.41 %
Nº tal/fila:	1.00
Nº tal/Columna.	1.00
Nº de taldros:	5.00
Nº de taldros/retardo:	4.00
Total de explosivo/retardo:	31.55 Kg
Distancia Escalada:	26.70 m/Kg ^{1/2}
Velocidad de Particula:	3.73 mm/s
Diseñado para :	Chimenea 3*3 m ²

- También se puede realizar por iteraciones y realizar la curva idealizada de livingston.

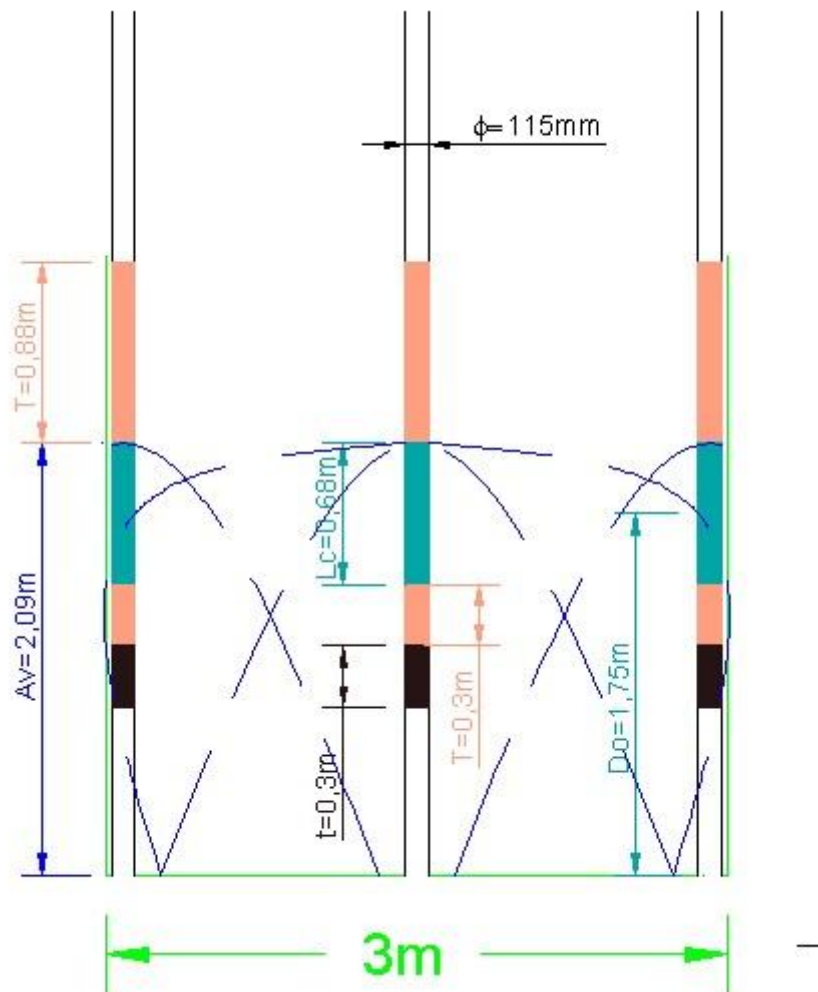
Metodo Iterativo							Datos de Campo						
Nº de disp.	D _b (m)	R _c (m.)	V _c (m ³)	W (kg)	D _b /N	V/W	L _{tal} (m)	L _c (m)	L _t (m)	P _c (m)	R _c (m.)	V _c (m ³)	V/W
1	0.34	0.89	0.422	7.88	0.13	0.05	0.69	0.69	0.00	0.69	0.89	0.844	0.11
2	0.44	0.98	0.673	7.88	0.17	0.09	0.79	0.69	0.10	0.79	0.98	1.194	0.15
3	0.54	1.06	0.965	7.88	0.21	0.12	0.89	0.69	0.20	0.89	1.06	1.575	0.20
4	0.64	1.13	1.289	7.88	0.24	0.16	0.99	0.69	0.30	0.99	1.13	1.976	0.25
5	0.74	1.18	1.634	7.88	0.28	0.21	1.09	0.69	0.40	1.09	1.18	2.388	0.30
6	0.84	1.23	1.992	7.88	0.32	0.25	1.19	0.69	0.50	1.19	1.23	2.802	0.36
7	0.94	1.26	2.353	7.88	0.36	0.30	1.29	0.69	0.60	1.29	1.26	3.208	0.41
8	1.04	1.29	2.707	7.88	0.40	0.34	1.39	0.69	0.70	1.39	1.29	3.598	0.46
9	1.14	1.30	3.046	7.88	0.43	0.39	1.49	0.69	0.80	1.49	1.30	3.960	0.50
10	1.24	1.31	3.360	7.88	0.47	0.43	1.59	0.69	0.90	1.59	1.31	4.287	0.54
11	1.34	1.31	3.639	7.88	0.51	0.46	1.69	0.69	1.00	1.69	1.31	4.569	0.58
12	1.44	1.31	3.874	7.88	0.55	0.49	1.79	0.69	1.10	1.79	1.31	4.795	0.61
13	1.54	1.29	4.056	7.88	0.59	0.51	1.89	0.69	1.20	1.89	1.29	4.958	0.63
14	1.64	1.27	4.175	7.88	0.63	0.53	1.99	0.69	1.30	1.99	1.27	5.046	0.64
15	1.74	1.24	4.222	7.88	0.66	0.54	2.09	0.69	1.40	2.09	1.24	5.052	0.64
16	1.84	1.20	4.186	7.88	0.70	0.53	2.19	0.69	1.50	2.19	1.20	4.965	0.63
17	1.94	1.15	4.060	7.88	0.74	0.52	2.29	0.69	1.60	2.29	1.15	4.777	0.61
18	2.04	1.09	3.833	7.88	0.78	0.49	2.39	0.69	1.70	2.19	1.09	4.102	0.52
19	2.14	1.02	3.496	7.88	0.82	0.44	2.49	0.69	1.80	2.04	1.02	3.326	0.42
20	2.24	0.93	3.040	7.88	0.85	0.39	2.59	0.69	1.90	1.86	0.93	2.518	0.32
21	2.34	0.82	2.455	7.88	0.89	0.31	2.69	0.69	2.00	1.63	0.82	1.712	0.22
22	2.44	0.67	1.732	7.88	0.93	0.22	2.79	0.69	2.10	1.34	0.67	0.952	0.12
23	2.54	0.46	0.861	7.88	0.97	0.11	2.89	0.69	2.20	0.93	0.46	0.314	0.04
24	2.64	0.00	0.000	7.88	1.01	0.00	2.99	0.69	2.30	0.00	0.00	0.000	0.00
25	2.74	0.00	0.000	7.88	1.04	0.00	3.09	0.69	2.40	0.00	0.00	0.000	0.00
26	2.84	0.00	0.000	7.88	1.08	0.00	3.19	0.69	2.50	0.00	0.00	0.000	0.00
27	2.94	0.00	0.000	7.88	1.12	0.00	3.29	0.69	2.60	0.00	0.00	0.000	0.00
28	3.04	0.00	0.000	7.88	1.16	0.00	3.39	0.69	2.70	0.00	0.00	0.000	0.00
29	3.14	0.00	0.000	7.88	1.20	0.00	3.49	0.69	2.80	0.00	0.00	0.000	0.00
30	3.24	0.00	0.000	7.88	1.23	0.00	3.59	0.69	2.90	0.00	0.00	0.000	0.00



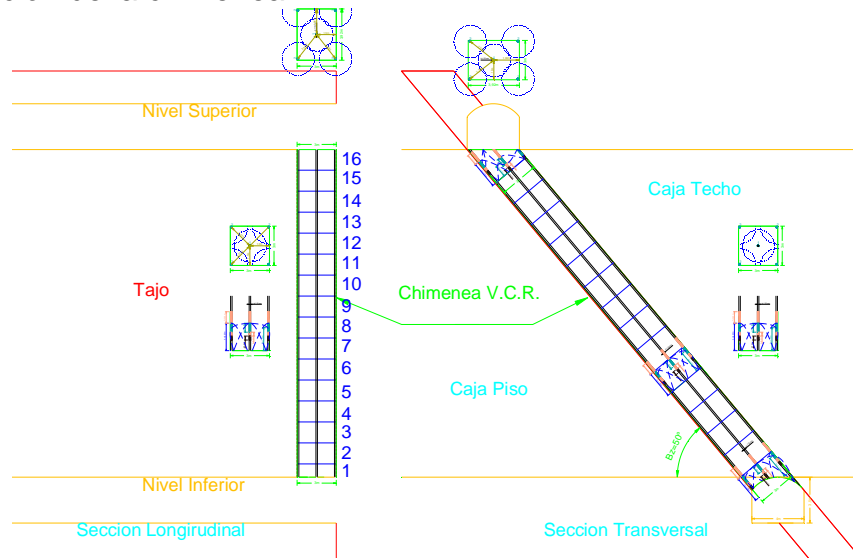
- Diseño de malla de perforación y voladura para una sección de $3 \times 3\text{m}^2$



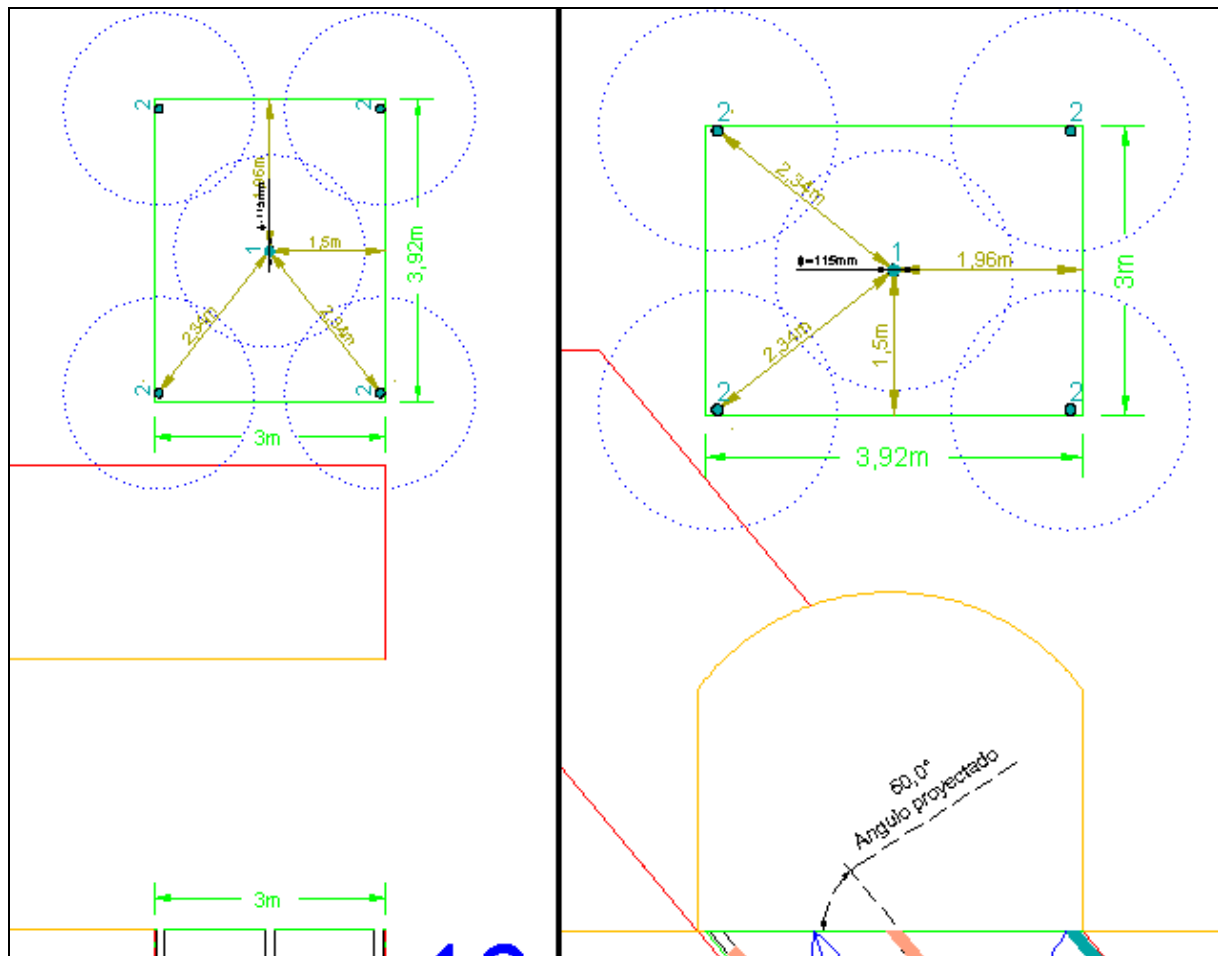
- Diseño de carguio de la carga esférica:



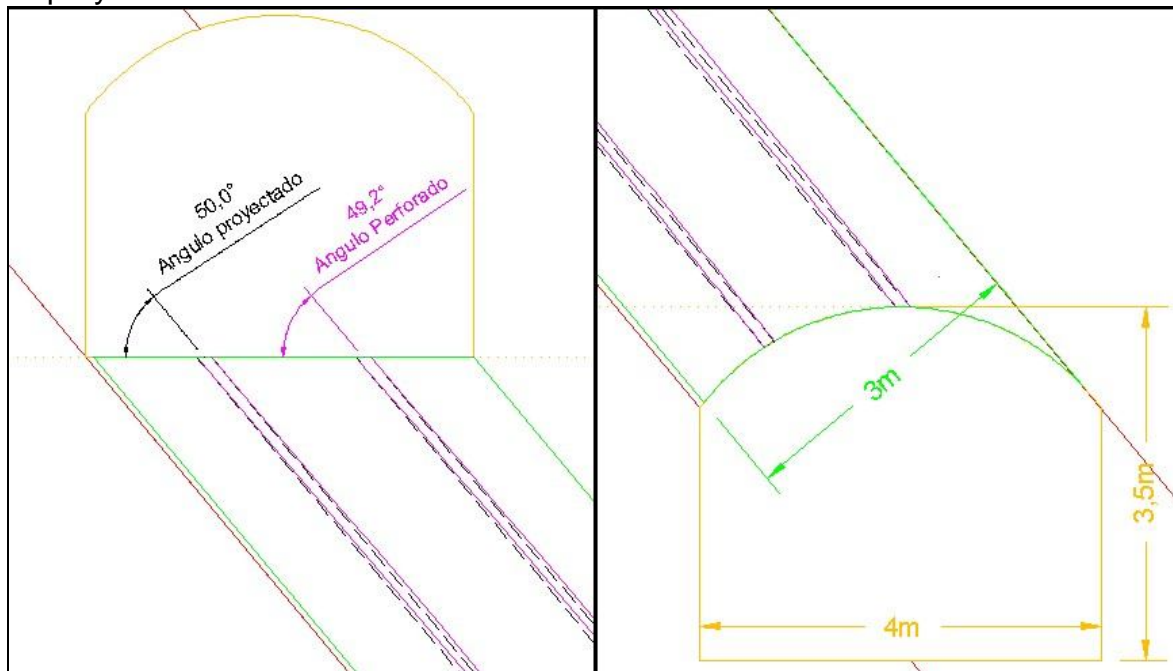
- Después de realizar un levantamiento topográfico del nivel superior e inferior se procede a diseñar el proyecto planeado para la ejecución de la chimenea V.C.R. en donde se puede observar 16 corte de voladura en cráter que se realizará para la culminación de la chimenea.



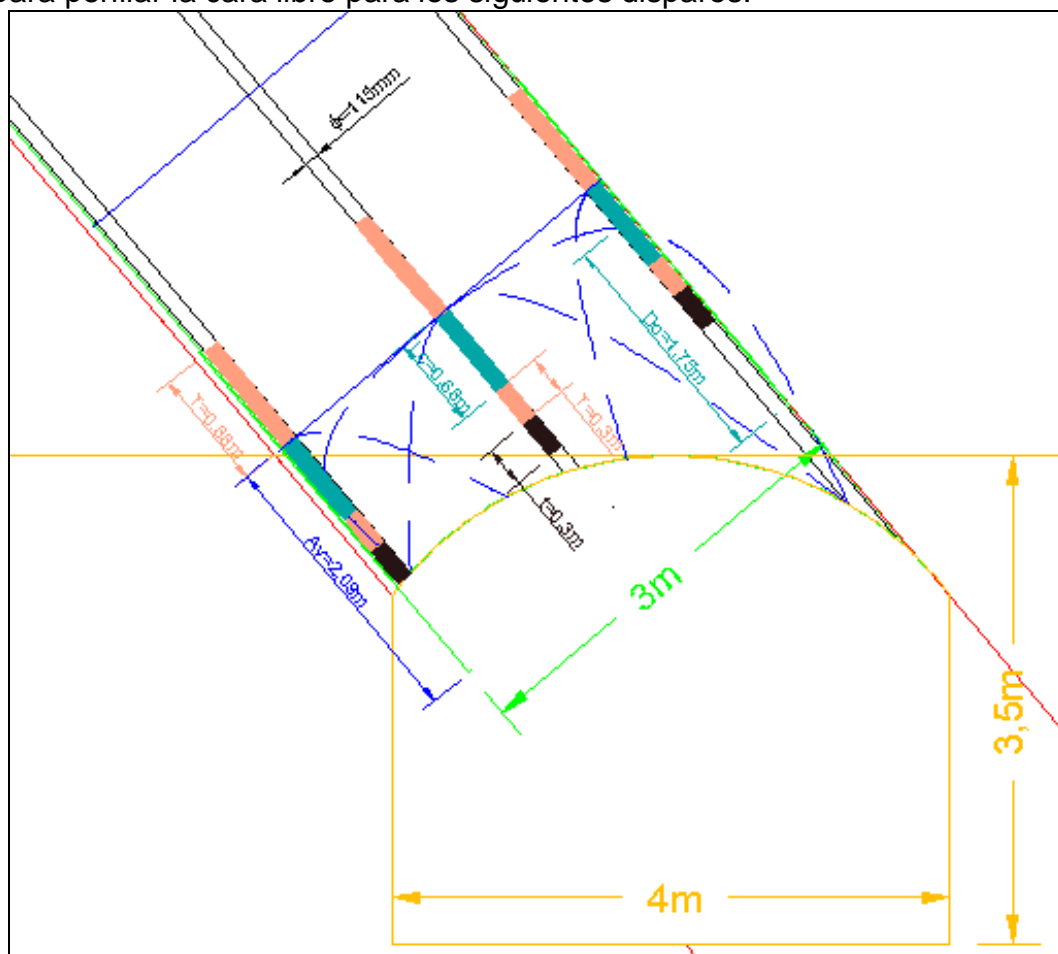
- El pintado de la malla en el nivel superior será la proyección de los taladros inclinados que intersectan en la base del nivel de perforación como se muestra en el siguiente gráfico de donde se obtiene un espaciamiento de $2.34 \times 1.96\text{m}$ esto a causa del buzamiento del mineral:



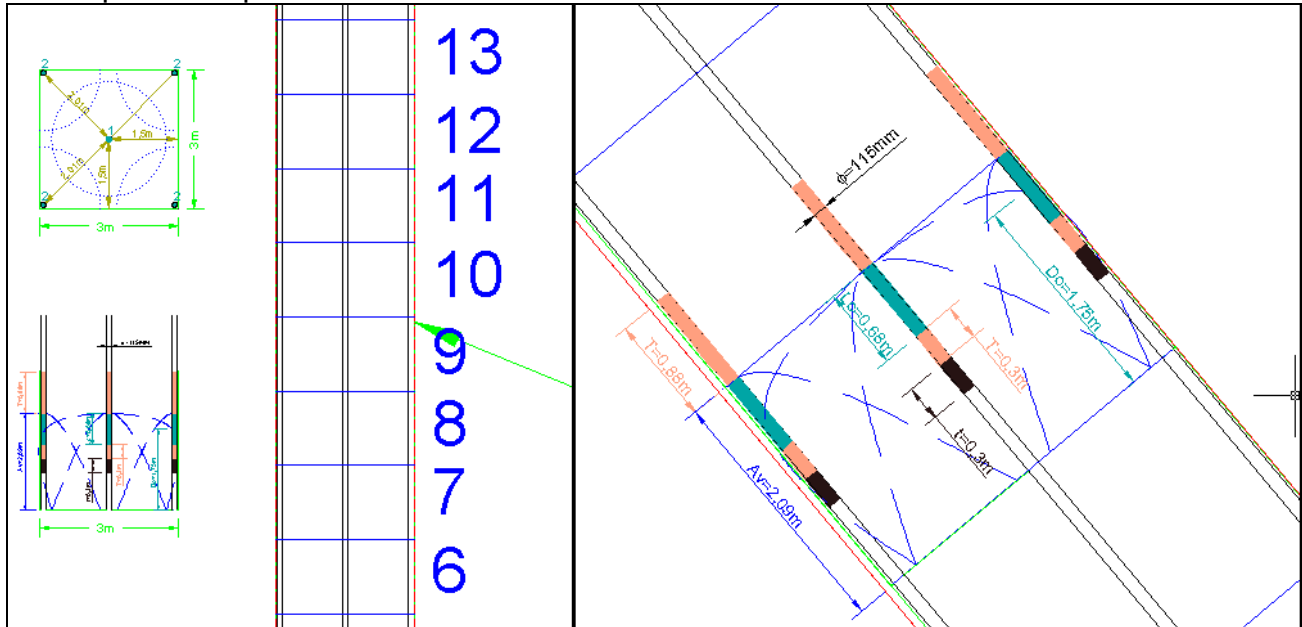
- En la perforación se pronostica una desviación promedio de 1.41% (0.47m) para una longitud de taladro de 33m, entonces el ángulo de perforación será 49.2° en vez de 50° para evitar que el taladro comunique fuera de punto de comunicación proyectado del nivel inferior.



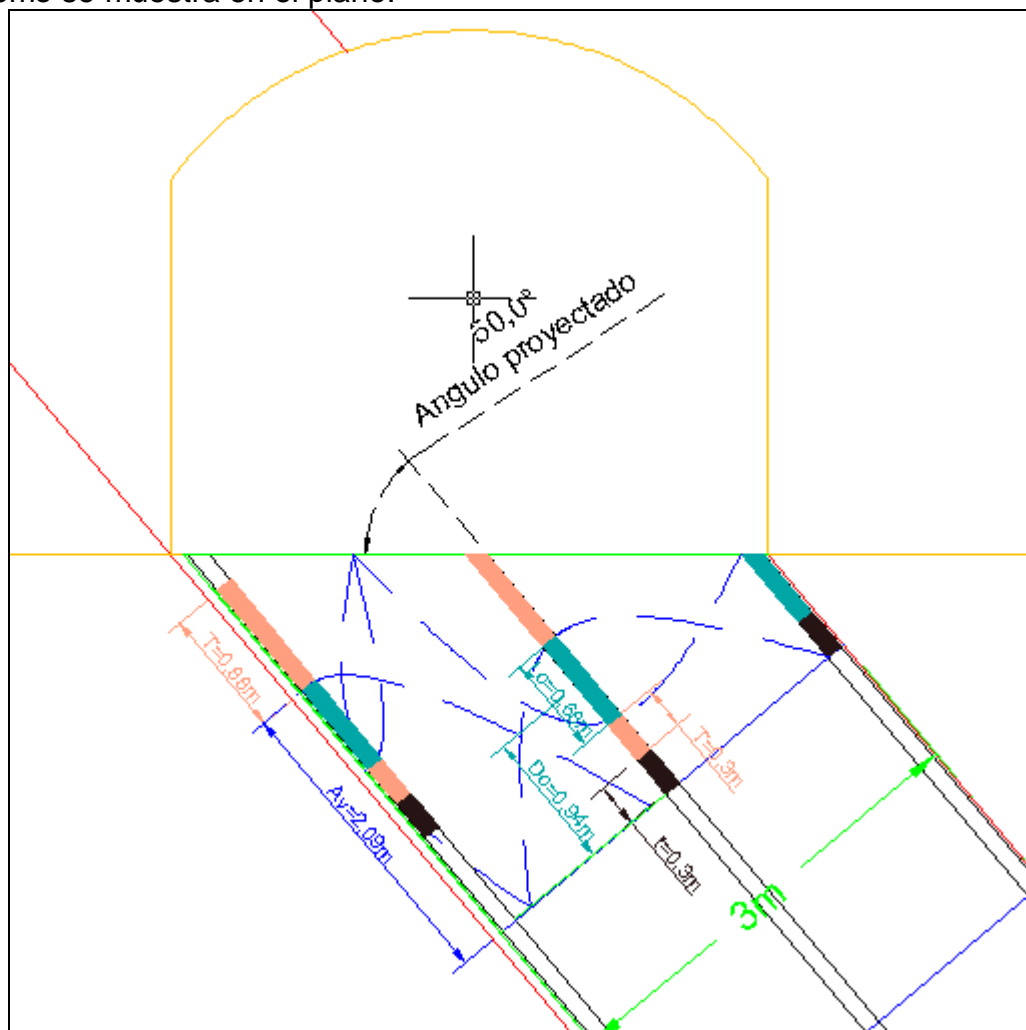
- Para el inicio de la voladura en cráter del 1^{ro} corte, en el nivel inferior se realiza para perfilar la cara libre para los siguientes disparos.



- Para la voladura en cráter desde el 2^{do} al 20^{vo} disparo se realiza según el diseño planeado para una sección de 3*3m²



- En el ultimo disparo (21^{vo}) de la chimenea V.C.R. se observa el doble efecto de la voladura en cráter, a causa de las dos aras libres que se formo, y el diseño es como se muestra en el plano.



- En el siguiente cuadró se muestra el costo de operación propuesto para culminación de la Chimenea V.C.R. Según la fuente de Simplified Cost Models For Prefeasibility Mineral Evaluations. *Thomas W. Camm.*

Costo de Capital y de Operación para el Minado por V.C.R.

Datos de campo:

Ancho de la seccion	3.00 m.
Alto de la seccion:	3.00 m.
Largo de la seccion	33.00 m.
Densidad de roca:	3.00 g/cm ³

Resultados:

Volumen:	297.00 m ³
TM=	891.00 TM
fr=	90 %
fd=	10 %
Tc=	972.33

$$Tc = (1.1023 * TM) fr * (1 + fd)$$

donde :

Tc = toneladas _ cortas

TM = Toneladas _ metricas

fr = factor _ de _ recuperaci on

fd = factor _ de _ dilucion

Categoria	Costo de Operacion (\$/TC)	Mineral	Desmonte	Lineales
		(\$/TM)	(\$/m ³)	(\$/m)
Labor	55.00 (Tc) ^{-0.306} = 6.70	7.39	22.16	199.41
Equipamiento	1.83 (Tc) ^{-0.204} = 0.45	0.50	1.49	13.38
Acero	0.61 (Tc) ^{-0.033} = 0.48	0.53	1.60	14.40
Madera	0.18 (Tc) ^{-0.018} = 0.15	0.17	0.51	4.60
Combustible	1.05 (Tc) ^{-0.222} = 0.23	0.25	0.75	6.79
Lubricante	0.45 (Tc) ^{-0.219} = 0.10	0.11	0.33	2.97
Explosivos	2.29 (Tc) ^{-0.042} = 1.72	1.89	5.67	51.05
Neumatico	0.53 (Tc) ^{-0.160} = 0.18	0.19	0.58	5.26
Mat. De Construcion	3.78 (Tc) ^{-0.183} = 1.07	1.18	3.55	31.94
Electricidad	1.75 (Tc) ^{-0.078} = 1.02	1.13	3.38	30.45
Impuestos	0.48 (Tc) ^{-0.097} = 0.24	0.27	0.81	7.25
Total:	51.00 (Tc)^{-0.206} = 12.36	13.63	40.88	367.91

7. Conclusiones

- Este diseño de voladura en cráter usando una nueva teoría es mas practica que la teoría de Livingston.
- Los parámetros de Livingston, que determino sobre factor de energía de deformación (E) y relación de profundidad (Db/N), cumplen con esta nueva teoría.
- El cantidad de explosivo es eficiente para la fragmentación de la roca.
- Las pruebas de campo han demostrado que la teoría coincide en la practica.
- La pruebas de voladura en cráter son aplicables en tipos de roca plásticas y elásticas.
- En la voladura se obtiene un daño controlado.
- En cuanto a la contaminación, los gases producido es mínimo por el poco explosivo utilizado y que esto facilitara la ventilación de las labores.

- ☛ Su aplicación puede ser a gran escala en voladuras horizontales, inclinados, y verticales en el techo, y desfavorable en voladura en el piso por su poco avance cuando se tiene una sola cara libre.
- ☛ En el diseño de malla en un frente, el burden se encuentra dentro del taladro y el espaciamiento entre taladros en todo el frente.
- ☛ El orden de encendido de las cargas esféricas es simultaneo para toda una sección de voladura en cráter, es decir, con retardos de periodo corto.
- ☛ Para la iniciación de voladura es necesario el uso de accesorios de voladura como: Fanel o tecnel, y cordón detonante principalmente.
- ☛ Los costos de perforación y voladura en cráter son más bajos que los costos en una voladura convencional.

8. Recomendaciones:

- ☛ Utilizar los datos geomecánicos lo más exacto posible en cada frente ha utilizarse esta nueva teoría, para evitar los tiros sopladados en el frente.
- ☛ Utilizar la velocidad de dotación y densidad del explosivo, para determinar la presión de detonación.
- ☛ No utilizar guía y fulminante para detonar las cargas esféricas, si no mas bien solamente para iniciar al fanel o cordón detonante.
- ☛ Para el diseño de malla de voladura utilizar le criterio de las caras libres ya explicados para aprovechar mejor el efecto de ondas que genera el explosivo en función a la cara libre.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS:

1. Diseño Y Evaluación De Voladura: *ASP Blastronies S.A. (Chile)*
2. Explotación Subterránea, Métodos Y Casos Prácticos: *F.I.M. U.N.A. - Puno*
3. Explosivos Convencionales Y Accesorios Para Voladura: *Exsa.*
4. Explosivos Accesorios al servicio de la voladura: *Samex.*
5. Explosivos: *Famesa.*
6. Fundamentos De Mecánica De Rocas: *D. F. Coates*
7. Geomecánica: *Dr. Evert Hoek.*
8. Manual De Perforación Y Voladura De Rocas: *Instituto tecnológico GeoMinero.*
9. Manual Practico de Voladura: *Exsa.*
10. Manual De Explosivos: *Dinasol*
11. Mecánica De Rocas Aplicada A La Minería Metálica: *Instituto geológico y Minero de España.*
12. Mining Engineering Handbook: *S.M.E.*
13. Mine Layout Aplicable To Natural Resources Development: *Patentent Clifton W. Livingston.*
14. Mining Meted Using Control Blasting: *Patentent Clifton W. Livingston.*
15. Manual De Túneles Y Excavaciones Subterráneas: *Instituto tecnológico GeoMinero.*
16. Simplified Cost Models For Prefeasibility Mineral Evaluations. *Thomas W. Camm.*
17. Tronadura & Geomecánica Hacia La Optimización Del Negocio Minero: *Antonio Karzulovic L. (Dyno Nobel)*
18. Techniques in Underground Mining: *Richard E. Gertsch and Richard L. Bullock, Published by SME, in 1998 ,836 pages, 1 volume.*
19. Tecnología de Explosivos: *M.Sc. Ing. Alfredo Camac Torres.*
20. Underground Mining Methods; Engineering Fundamentals and International Case Studies: *William A. Hustrulid, Richard L. Bullock, Published by Society for Mining, etallurgy, and Exploration, in 2001 728 pages, 1 volume.*
21. Voladura De Rocas: *M.Sc. Ing. Alfredo Camac Torres.*
22. Voladuras: *Dr. Calvin J. Konya, Ing Enrique Albarran N.*