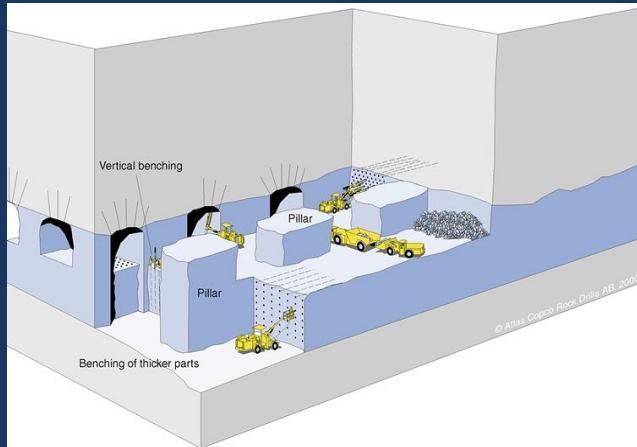




# DISEÑO DE EXCAVACIONES MINERAS Y OBRAS COMPLEMENTARIAS

## CLASE AUXILIAR 5



# MÉTODO DE CAMARAS Y PILARES

Docente:

Dr. Juan Mayhua Palomino

Auxiliar:

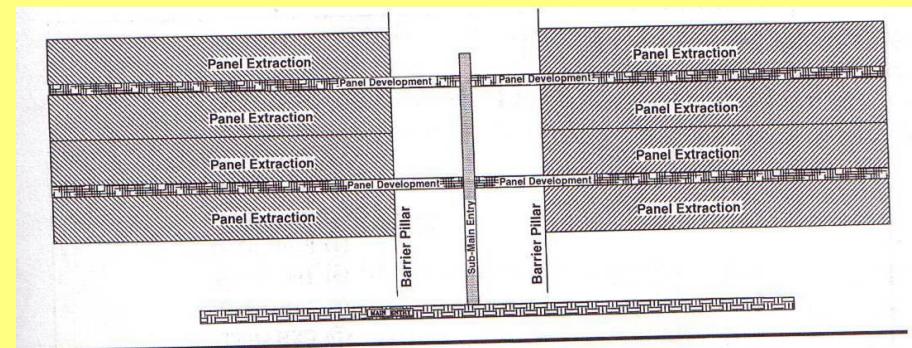
Fredy Alonso Valeriano Nina

# CONTENIDOS

- Aplicabilidad método de explotación
- Descripción de sistemas mineros de explotación mediante cámaras y pilares
- Diseño de pilares mineros
- Diseño de cámaras
- Recuperación y dilución
- Estudio de casos

# Acceso

- Acceso horizontal a través de túneles
- Pique,
  - cercano al centro de gravedad del cuerpo mineralizado
  - Se debe profundizar hasta un nivel donde se puedan instalar buzones y estaciones de chancado
  - El peinecillo del pique debe estar en un sector donde no se afecte la estabilidad de este
- Rampa
  - Pendiente máxima de 8% si se utilizan cargadores frontales o camiones
  - Si se instala correas se puede llegar hasta 15%
- Se debe excavar un acceso de transporte del cual se puedan construir cruzados de producción de los cuales se puedan preparar accesos a los caserones en producción



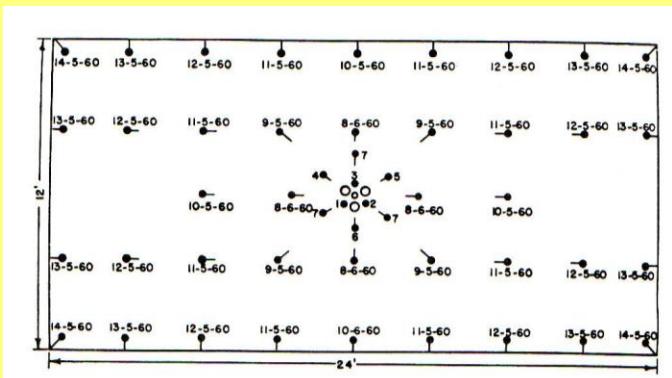
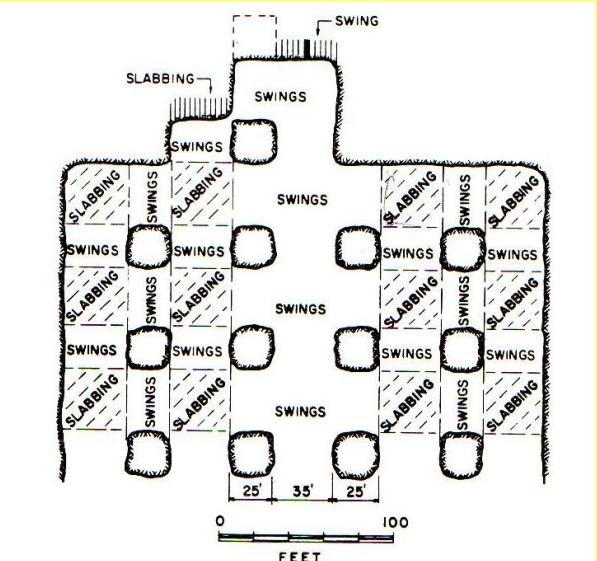
# Métodos de Extracción

- Frente completa
- Múltiples niveles
- Pilares largos
- Caving room and pillar



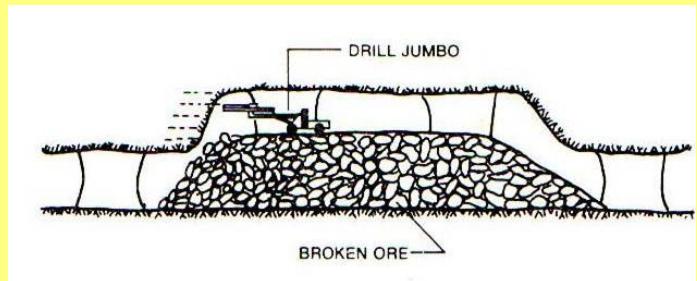
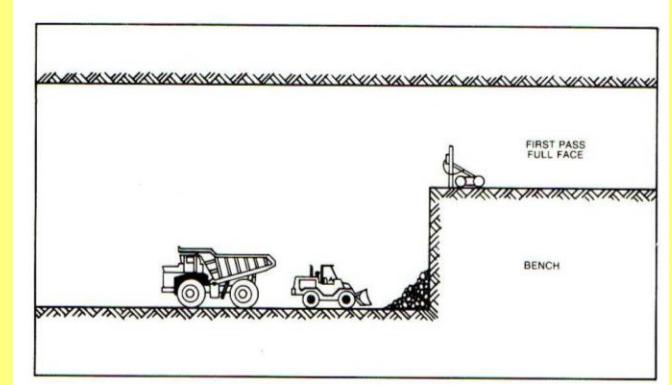
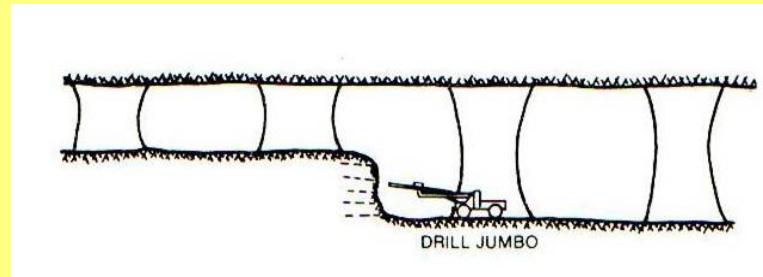
# Método de Frente Completa

- Se utiliza para mantos de hasta una potencia de 6-9m
- Se perfora toda la frente utilizando la técnica de perforación Vcut.
- En general este método es de baja productividad pero posee menor dilución y mayor recuperación que mantos de mayor potencia



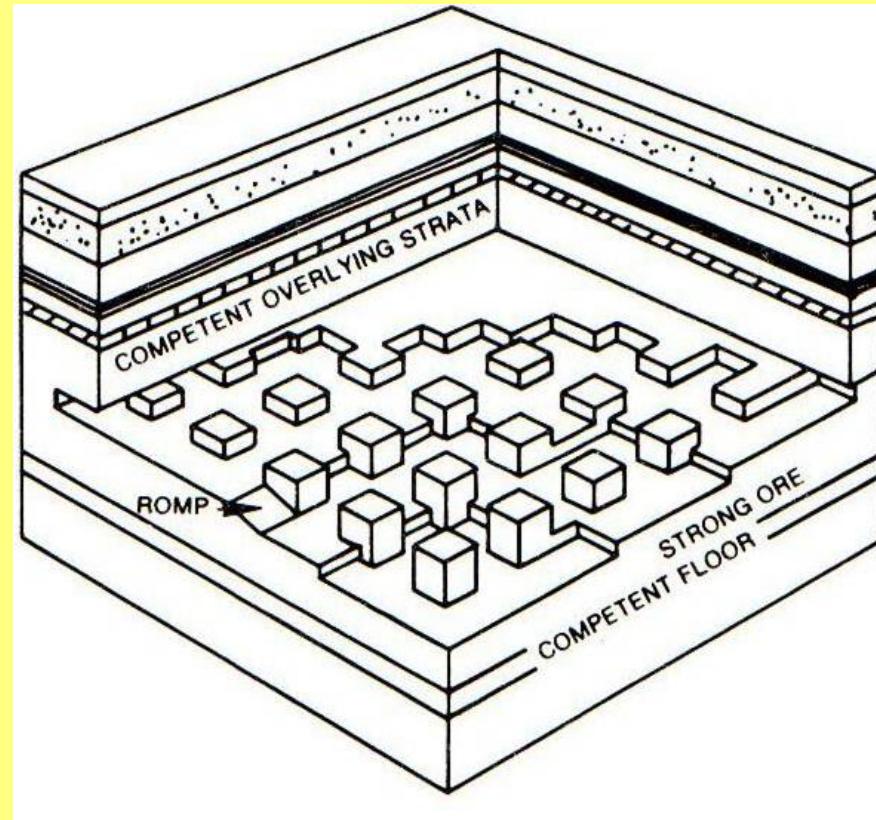
# Múltiples Niveles

- Para cuerpos de una potencia hasta 30m
- Para cuerpos de mayor potencia se prefiere utilizar el método de sublevel stoping.
- En este método la perforación se puede realizar por banqueo con la preparación de un subnivel de perforación superior o por múltiples subniveles preparados en realce, en que cada subnivel es del orden de 4m de alto



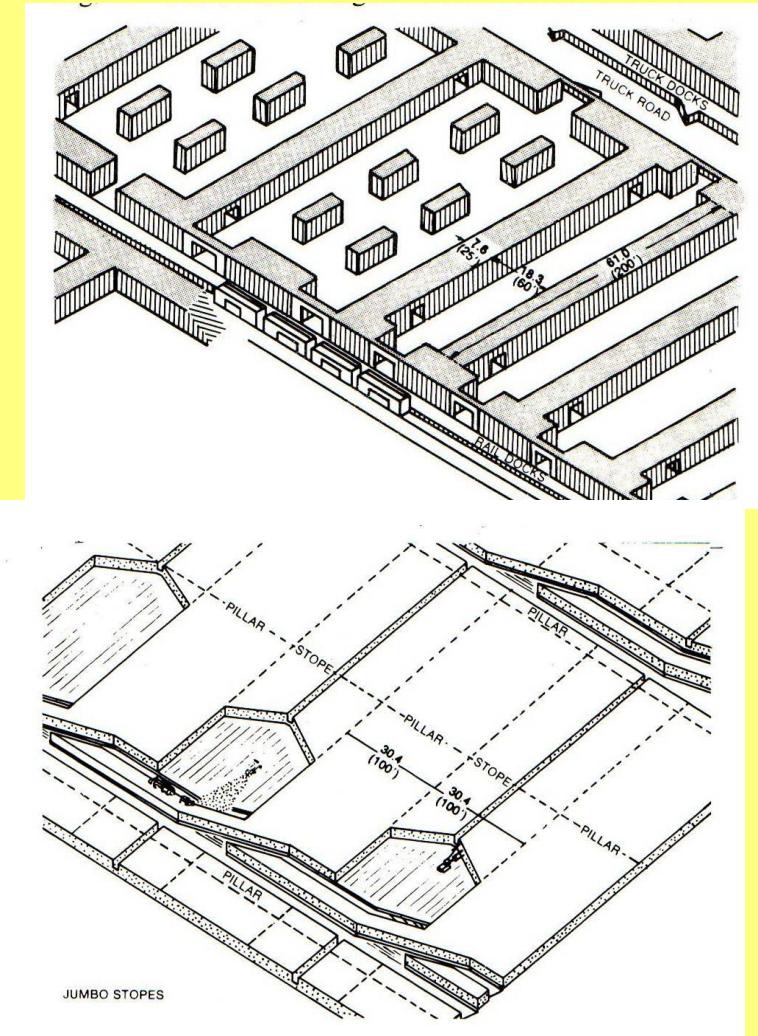
# Método de Múltiples Niveles

- Cuerpos que poseen una geometría irregular o buzamiento mayor a 8% y menor a 35%
- Se definen múltiples niveles en que el piso de cada nivel se acomoda a la pared pendiente del yacimiento



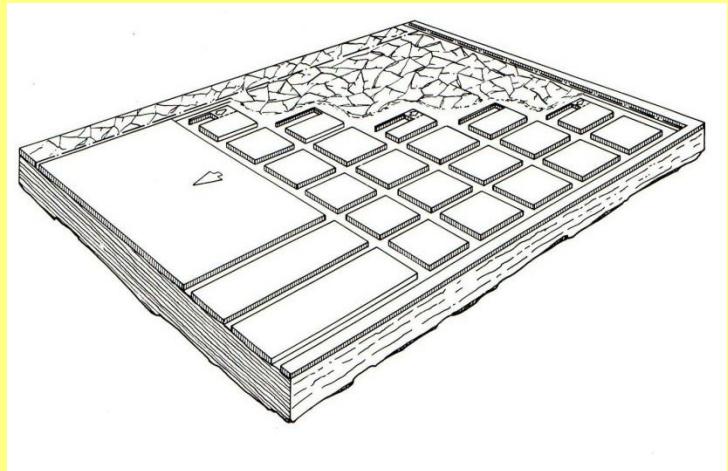
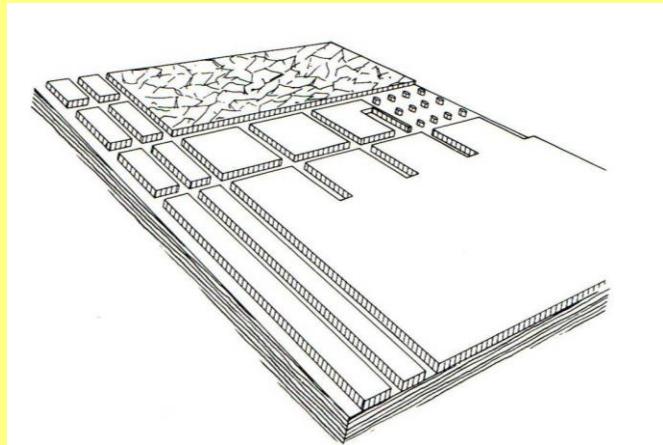
# Métodos de Pilares Largos

- Se generan grandes caserones rodeados de muros o Rib Pillars
- Se utiliza generalmente en minería no metálica y la idea es utilizar los caserones para el procesamiento de las arenas petrolíferas, nitrato u piedras ornamentales
- La recuperación de este método de explotación es bajo y no se utiliza en minería metálica
- Se utiliza en yacimientos de baja profundidad y largas extensiones 200x800 m



# Caving Room and Pillar

- Potencias de hasta 2.5 m y profundidades de hasta 250m
- Se realiza una extracción de pilares en retroceso induciendo el hundimiento de las zonas explotadas
- Genera subsidencia y podría producirse pérdidas de mineras producto del colapso de la frente.



# Equipos y Configuración Perforación Frente Completa

Material Mined	Face Dimensions m (ft)	Drill Type	Type of Cut	Holes/ Round	Hole Diam., mm (in.)	Hole Depth, m (ft)	Depth/ Round Pulled, m (ft)	Penetration, m/min (fpm)	Meters (Feet) Drilled/ Unit Shift	Meters (Feet) /Round	No. Stopes/ Unit Shift	Tons (Short Tons)/ Foot Broken/ Round	Tons (Short Tons)/ Foot Drilled	Max Footage/ 8-hr. Shift @ 0.8 efficiency (384 min)	Actual % Drilled Footage Achieved*
Limestone	9.8 x 18.3 (32 x 60)	Percussion	Vee	82	51 (2)	3.7 (12)	3.4 (11.0)	1.3 (4.4)	409 (1342)	341 (1118)	1.2	1580 (1742)	1.41 (1.55)	2060 (6760)	19.9
Limestone	8.5 x 18.3 (28 x 60)	Percussion	Vee	70	48 (1-7/8)	3.7 (12)	3.4 (11.0)	0.6 (2.0)	305 (1000)	299 (980)	1.0	1382 (1524)	1.41 (1.55)	469 (1540)	65.1
Limestone	7.6 x 18.3 (25 x 60)	Rotary-Percussion	Vee	140	57 (2-1/4)	4.9 (16)	4.3 (14.0)	4.3 (14) New	408 (1340)	610 (2000)	0.67	1569 (1730)	0.78 (0.86)	1640 (5380)	24.9
Limestone	5.2 x 9.1 (17 x 30)	N.A.	Vee	54	44 (1-3/4)	3.7 (12)	3.0 (10.9)	0.5 (1.5)	198 (648)	198 (648)	1.0	381 (420)	0.59 (0.65)	701 (2300)	28.1
Salt	5.2 x 15.2 (17 x 50)	Rotary	152 mm (6 in. Under-cut)	50	44 (1-3/4)	3.0-3.4 (10-11)	2.7-3.0 (9-10)	6.1 (20.0)	754 (2475)	168 (550)	4-5	524 (578)	0.95 (1.05)	4682 (15,360)	16.1
Salt	9.1 x 24.4 (30 x 80)	Rotary	152 mm (6 in. Under-cut)	108	48 (1-7/8)	3.7 (12)	2.9 (9.5)	1.8 (5.76)	592 (1944)	395 (1296)	1.5	1306 (1440)	1.00 (1.11)	1347 (4420)	43.9
Salt	3.2 x 19.8 (10.5 x 65)	Rotary	127 mm (5 in. Under-cut)	52	41 (1-5/8)	3.0-3.7 (10-12)	3.2 (10.5)	2.4 (8.0)	1219 (4000)	190 (624)	6.4	419 (462)	0.67 (0.74)	1871 (6140)	65.1
Evaporite	1.7 x 9.8 (5.5 x 32)	Rotary	152 mm (6 in. Under-cut)	15	48 (1-7/8)	3.4-4.0 (11-13)	3.0-3.7 (10-12)	3.7 (12.0)	402-475 (1320 or 1560)	50.2-59.4 (165 or 195)	8.0	102-122 (112 or 135)	0.63 (0.69)	1405 (4610)	33.8
Evaporite	2.1 x 8.5 (7 x 28)	Rotary	Undercut	21	48 (1-7/8)	2.7 (9)	2.3-2.4 (7.5-8)	2.5 (8.3)	346 (1134)	57.6 (189)	6.0	86 (95)	0.45 (0.50)	972 (3190)	35.6
Evaporite	3.0 x 8.5 (10 x 28)	Rotary	Undercut	21	41 (1-5/8)	2.7 (9)	2.4 (8.0)	1.3 (4.2)	N.A. (189)	57.6 (189)	6-8	136 (150)	0.74 (0.82)	N.A.	N.A.
Evaporite	2.4 x 7.6 (8 x 25)	Rotary	140 mm (5.5 in. Top-cut)	16	44 (1-3/4)	2.9 (9.5)	2.9 (9.5)	3.8 (12.6)	324 (1064)	46.3 (152)	7.0	118 (130)	0.77 (0.85)	2950 (9680)	11.0
Metallic	2.6 x 9.8 (8.5 x 32) & 4.4 x 8.5 (14.5 x 28)	N.A.	Vee	36-42	41 (1-5/8)	3.0-3.7 (10-12)	3.0 (10.0)	0.9 (3.0)	244 (800)	122 (400)	2.0	216-322 (238 or 355)	0.54 (0.60)	701 (2300)	34.8
Metallic ore	4.3 x 11.0 (14 x 36)	Percussion Burn	3-76 mm (3-3 in. dia)	68	38 (1-1/2)	3.4 (11)	3.2 (10.5)	1.5 (5.0)	N.A. (748)	228 (748)	N.A.	363 (400)	0.48 (0.53)	585 (1920)	N.A.
Metallic ore	4.6 x 9.8 (15 x 32)	Rotary-Percussion	3-76 mm Burn (3-3 in. dia)	80-100	38 (1-1/2)	3.7 (12)	3.4 (11.0)	1.4 (4.5)	366 (1200)	329 (1080)	1.0 <sup>†</sup>	435 (480)	0.41 (0.45)	1052 (3450) <sup>†</sup>	35.0 <sup>†</sup>
Metallic ore	4.9 x 10.0 (16 x 33)	Rotary-Percussion	3-76 mm Burn (3-3 in. dia)	60	38 (1-1/2)	3.5 (11.5)	3.2 (10.5)	1.1-1.5 (3.5-5.0)	244 (800)	210 (690)	1+ <sup>†</sup>	426 (470)	0.62 (0.68)	995 (3264) <sup>†</sup>	25.0 <sup>†</sup>

# Equipo y configuración de perforación por banqueo

Mine No.: Mineral:	No. 1	No. 2 Limestone	No. 3	No. 4 Salt	No. 5	No. 6 Metal Ore in Dolomite	No. 7
<b>Drill:</b>							
Type	R.P.	R.P.	Percus	Rotary	Percus	Percus	R.P.
Mounting	Crawler	Crawler	Rub.	N.A.	Rub.	Crawler	Rub.
(mm)	38	38	32	N.A.	N.A.	N.A.	32
Steel (in.)	(1-1/2 in.)	(1-1/2 in.)-Rd	(1-1/4 in.) Hex	D.D. A-Rod	N.A.	1700 Ser.	(1-1/4)-Rd
(m)	3.7 × 18.3	9.1 × 18.3	3.4 × 9.1	9.1 × 24.4	Varies × 11.0	5.4-7.6 × 10.1	3.7-5.4 × 9.8
Bench height and width	(12 × 60)	(30 × 60)	(11 × 30)	(30 × 80)	(Varies × 36)	(18-25 × 33)	(12-18 × 32)
(ft)							
<b>Holes:</b>							
(mm)	76	70	44	70	N.A.	76	38
Size (in.)	(3.0)	(2.75)	(1.75)	(2.75)	N.A.	(3.0)	(1.5)
Inclination (°)	-90	-80	+70	-90	0	-90	+10, -5
(m)	1.8 × 1.8	1.5 × 1.5	2.3 × 2.3	4.0 × 1.1	1.2 × 1.2	2.1 × 1.8	1.4 × 1.2 - 1.8
Spacing							
(ft)	(6 × 6)	(5 × 5)	(7.5 × 4.5)	(13 × 7)	(4 × 4)	(7 × 6)	(4.5 × 4-6)
No./Row	11	13	5	7	N.A.	5	7
Additional @ rib	N.A.	2	N.A.	2	N.A.	6*	0
Blasted/round	150-200	15	75	18	N.A.	40*	14-21
Depth drilled	12-13	35	12	33	Varies	N.A.	11.5
(m)	293	76	146	272	N.A.	110	229
Drilled/unit shift							
(ft)	(960)	(250)	(480)	(891)	N.A.	(360)	(750)
<b>Explosive:</b>							
Type	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO	N.A.	ANFO-Water gel	ANFO-Semi gel
(kg)	1987-2599	616	346	620	N.A.	N.A.	73-109
Amt. used (lb)	(4381-5729)	(1357)	(762)	(1366)	N.A.	N.A.	(160-240)
Tons produced	4202-5496	671	1669	1941	N.A.	1292-1796	363-544
Short Tons Produced	(4633-6060)	(740)	(1840)	(2140)	N.A.	(1425-1980)	(400-600)
Kg/t	0.47	0.92	0.21	0.32	N.A.	N.A.	0.20
Lb per st	(0.95)	(1.83)	(0.41)	(0.63)	N.A.	N.A.	(0.40)

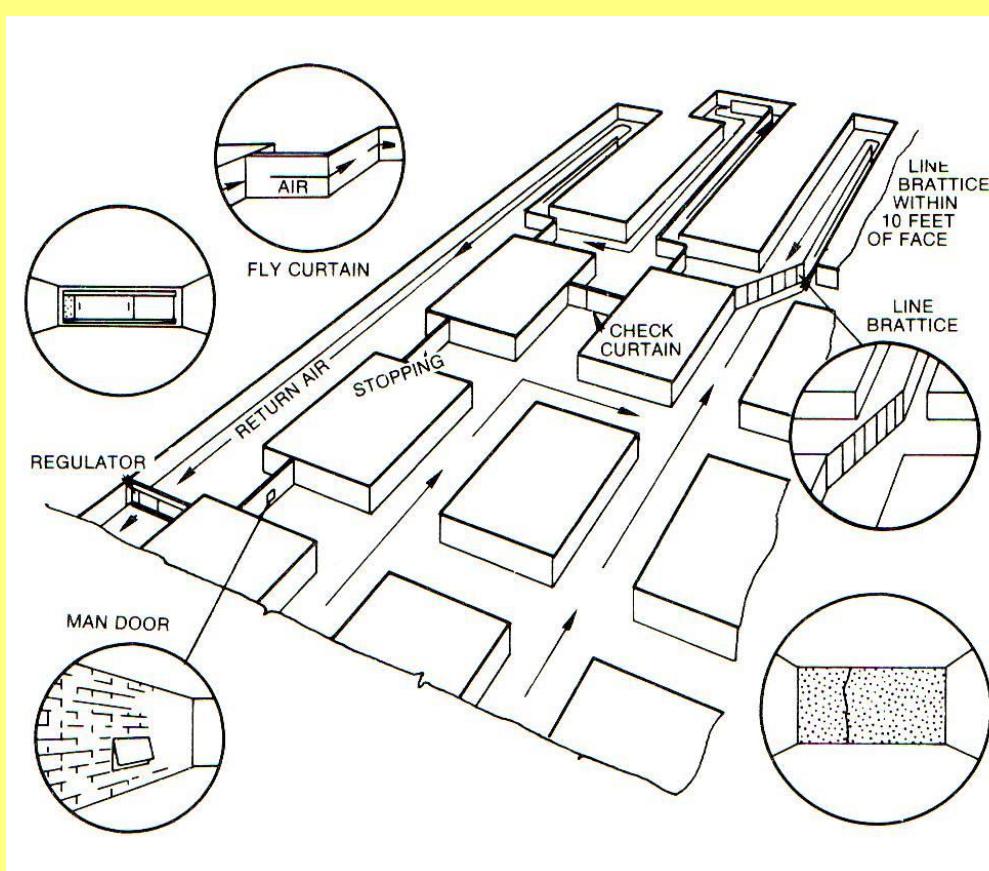
\* Includes presplit around pillar

N.A. = not available.

Adapted from: Dravo, 1972; Grenia, 1973

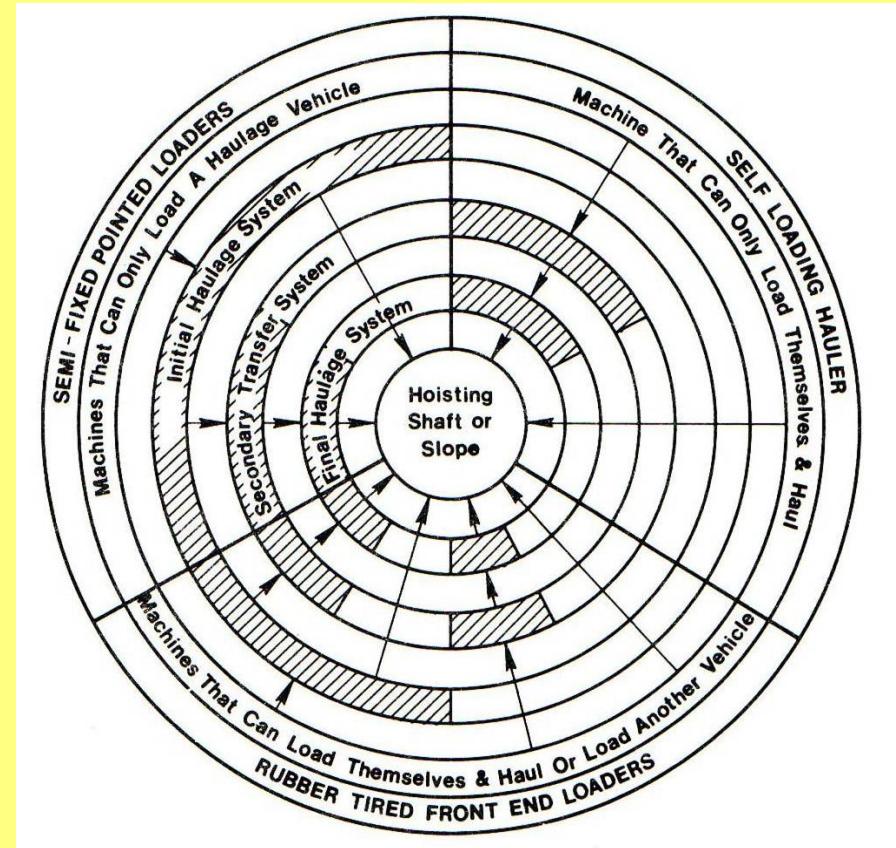
# Ventilación

- Complejo debido al tamaño de los caserones
- La cantidad de flujo se regula a través de tapados de madera y en circunstancias puertas metálicas
- El flujo promedio debe ser del orden de 30-40 m/min y en las frentes de 120-140 m/min



# Configuraciones de Carguío y Transporte

- LHD
- LHD y camión bajo perfil
- LHD-Cargador frontal
- LHD-Cargador frontal – Camión
- LHD-Cargador-Correa
- Otras alternativas



# Configuraciones de Equipos de Carguío

Mine No.	Material Mined	Loading Equipment	Loader Description	No. Units Used		Avail., %	Unit Loading Capacity	Avg Loaded/Unit Shift	Faces Served/Unit Shift	Clean-Up Operations & Remarks
				Total	Prod.					
1	Limestone	Power shovel	1.9 m <sup>3</sup> (2.5-cu yd diesel)	1	1	100 <sup>‡</sup>	275 t/hr (299 stph) (Est)	→2000 st	1+	4.6 m <sup>3</sup> (6-cu yd FEL) (10% Prod)
2	Limestone	Front-end loader	7.6 m <sup>3</sup> (10-cu yd diesel)	2	1	100 <sup>‡</sup>	544 t/hr (600 stph)	→2000 st	3	Own
3	Limestone	Front-end loader	5.0 m <sup>3</sup> (6.5-cu yd diesel)	2	1-2	N.A.	181 t/hr (200 stph)	907-1134 t (1000-1250 st)	0.5	Own
4	Limestone	Load-haul-dump*	19.1 m <sup>3</sup> (25-cu yd diesel-electric)	3	2	N.A.	136 t/hr (150 stph) <sup>†</sup>	907 t (1000 st)	3	Dozers
5	Salt	Gathering arm	Electric	7	2	50-60	272 t/hr (300 stph)	1088-1451 t (1200-1600 st)	3-4	FEL & dozer (10% Prod)
6	Salt	Front-end loader	5.0 m <sup>3</sup> (6.5-cu yd diesel)	2	1	N.A.	317 t/hr (350 stph) (Est)	2177-2268 t (2400-2500 st)	1-2	Small FEL
7	Salt	Gathering arm	Electric	9	4	92	188 t/hr (207 stph) (Act)	1361 t (1500 st)	3-4	1.1 m <sup>3</sup> (1.5-cu yd LHD)
8	Evaporite	Gathering arm	Electric	10	5	100	13.6 t/min (15 stpm)	907 t (1000 st)	8	0.8 m <sup>3</sup> (1-cu yd LHD)
9	Evaporite	Gathering arm	Electric	12	4-5	75	N.A.	648 or 508 t (714 or 560 st)	4	Dozers
10	Evaporite	Gathering arm	Electric	7	2	N.A.	13.6 t/min 15 stpm	1633 t 1800 st	13	N.A.
11	Metallic	Load-haul-dump <sup>†</sup>	3.8 & 6.1 m <sup>3</sup> (5 & 8-cu yd diesel)	N.A.	N.A.	N.A.	N.A.	N.A.	N.A.	Own
12	Metallic	Front-end loader	3.4 M <sup>3</sup> (4.5-cu yd diesel)	2	1	N.A.	N.A.	1814 t (2000 st)	5	Own
13	Metallic	LHD-bottom dump	4.2 & 5.4 m <sup>3</sup> (5.5 & 7-cu yd diesel)	9	6	68-72	N.A.	408 t (450 st)	N.A.	Own
14	Metallic	Front-end loader*	5.0 m <sup>3</sup> (6.5-cu yd diesel)	6	4.5	83	N.A.	N.A.	N.A.	Own

\*Includes hauling.

<sup>†</sup>Loads trucks and hauls ore.

<sup>‡</sup>One shift per day.

N.A. = Not available

# Transporte

(Metric Units)

Mine No.	Material Mined	Haulage Equipment	Equipment Description	Unit Size or Capacity	No. of Units			No. Assigned/ Loading Unit	Dump Point	Grade & Roadbed	Haul Distance (1 Way) (Metric)	Avg. Unit Cycle Time	Avg Hauled/ Unit Shift t	Total Trips/ Shift
					Total	In-Use	Avail., %							
1	Limestone	Off-highway truck	Diesel	21 t	3	2	100	2	Crusher & portal	Flat, crushed rock	488-518	9 min	1794	76-86 (2)
2	Limestone	Off-highway truck	24 & 45-t diesel	27-32 t	2	1	N.A.	3	Crusher & portal	Flat, asphalt	1524-2012	12 min	3628/ 3 trucks	100-120 (3)
3	Limestone	Off-highway truck	Diesel	18 m	4	2-3	N.A.	2-3	Underground crusher	10 ; bbl Th	Q2Q1	Q1 Tf t	Z126123	16 K!
		Conveyor	0.8 x 847 m Cable suspended	317 t/hr	1	1	N.A.	—	Surface bin	-2 in. rock +17% ramp	847	—	1270 (est)	—
4	Limestone	Load-haul-dump	Diesel-electric	19 M <sup>3</sup> (18-36 t)	3	2	N.A.	—	Vibr feeder-crusher	Flat, bedrock	762	7 min	907	65+
		Conveyor	0.8 m	363 t/hr	1	1	N.A.	—	Shaft pocket	Flat	1317	300 fpm	1814	—
5	Salt	Off-highway truck	18-t diesel	17 t	17	6	95	3	Underground crusher	Flat, salt	305	12 min	499	180 (6)
		Conveyor	1.1 m chain, Floor mounted	726 t/hr	1	1	N.A.	—	12-15 t	Chain, hung	1676	—	3020	17 hr/day
									Shaft store bin	Flat, floor mtd				
6	Salt	Off-highway truck	32 t diesel	27 t	4	2-3	N.A.	2-3	Underground crusher	Flat, pckd salt	457	13 min	816	90 (3)
7	Salt	Shuttle cars	Diesel	23 t	13	12	82	1-3	Fdr-bkr to cnvyr	Flat, salt	183	15-20 min	481 t/hr	256 (12)
		Conveyor	Cable suspended	363 t/hr	N.A.	N.A.	N.A.	—	Rail cars	Flat	366-610	—	363 t/hr	—
		Locomo-tives	14 t	505.9 t cars	14	14	98	N.A.	Rotary dump & skip (shaft)	Track	3048	N.A.	304t/Train	18
8	Evaporite	Shuttle cars	N.A.	N.A.	11	11	N.A.	2	Feeder-breaker	Flat	122-454	N.A.	N.A.	N.A.
		Conveyor	1.1 & 1.2 m Cable suspended	166 m/min	3	3	N.A.	—	N.A.	Flat	2682-7315	—	N.A.	—

# Transporte

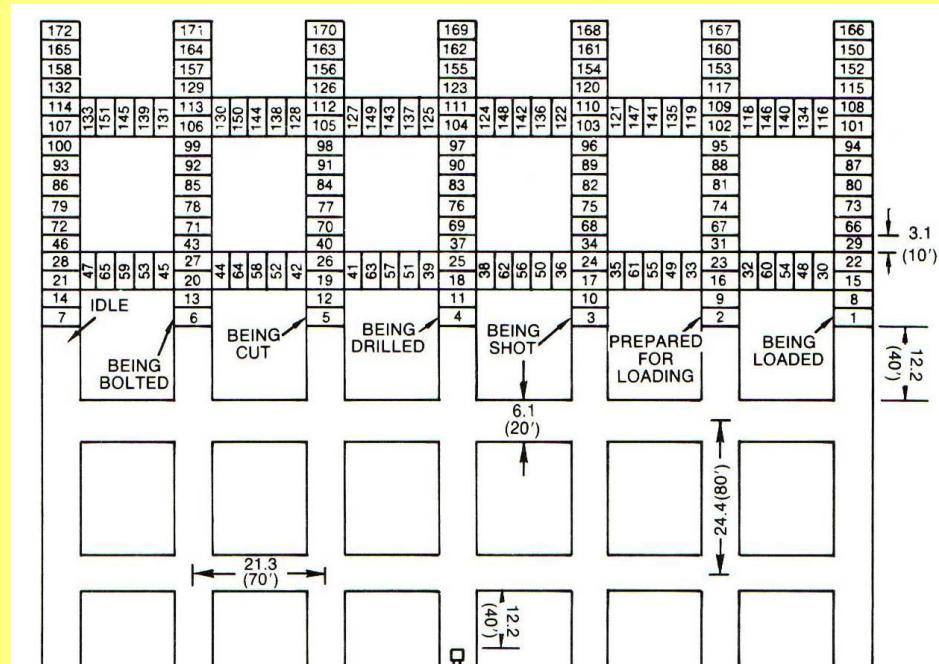
9	Evaporite	Shuttle cars	N.A.	8.6 or 10 t	16	6	75	2/sectn	Feeder-breaker N.A.	Flat, salt	46	N.A.	334	219 (6)
		Conveyor	Rigid frame Rope belt	366 m/min 166 t/hr	N.A.	N.A.	N.A.	—		Flat	1609–3219 km.	—	N.A.	—
10	Evaporite	Shuttle cars	Diesel	13–15 t	12	6	N.A.	3	Feeder-breakers Shaft stor bin	Flat, salt	204	4–5 min	544	240 (6)
		Conveyor	Roof suspended	0.9 m panel 1.1 m main belt	N.A.	N.A.	99	—		Flat	914 m panel 610 m main	Panel: 550 fpm Main: 700 fpm	N.A.	—
11	Evaporite	Conveyor: Extensible	Cable sus-pended 1.1 × 1524 m	1088 t/hr	2	1	N.A.	—	Panel con-veyor	Flat, floor mtd	1219 max.	500 fpm	6530	—
		Conveyor: panel	1.1 m Roof suspended	—	2	1	N.A.	—	Main con-veyor Storage bin	Flat	N.A.	550 fpm	6530	—
		Conveyor: main	1.2 × 5896 m	—	1	1	N.A.	—		Flat	1981	N.A.	6530	—
12	Metallic	Load-haul-dump	Diesel	4 & 6 m <sup>3</sup>	N.A.	N.A.	N.A.	N.A.	Vibr belt fdrs	Crushed rock	152–305	N.A.	N.A.	N.A.
		Low-profile-truck	Diesel	15–18 t	N.A.	N.A.	N.A.	N.A.	Vibr belt fdrs	Crushed rock	152–305	N.A.	N.A.	N.A.
		Conveyor	Cable sus-pended	1.1 × 610 m Panels	N.A.	N.A.	N.A.	N.A.	Surface storage (Main belt)	11 in. ramp	610 m/sectn	300 fpm	N.A.	N.A.
13	Metallic	Load-haul-dump	Diesel	5 m <sup>3</sup>	3	2	N.A.	—	Coarse ore bin to crusher	Flat, cr rock	1524	15 min	(Minor)	N.A.
		Low-profile-truck	Diesel	25 & 34 t	2, 2	1, 2	N.A.	2–3	Coarse ore bin to crusher Crusher to ore bins	Flat, cr rock	1524	N.A.	1814	N.A.
		Conveyor	Cable sus-pended	544 t/hr max	1	1	N.A.	—		Flat	183	400 fpm	1814	N.A.
14	Metallic	Load-haul-dump	Diesel	5.0 or 6 m <sup>3</sup>	9	6	N.A.	—	Orepasses	Flat, cr rock	244–305	N.A.	408–454	N.A. (6)
		Locomo-tives	18.1 t	8–10 Bottom Dump 14 t Top Cars	1	1	N.A.	—	Crusher	Flat, track	610	30 min	1814	13.3 (1)
15	Metallic	Front-end loaders	Diesel	5.0 m <sup>3</sup> , 9-t, 87 t/hr	6	4.5	83	—	Orepass	Flat, cr rock	274	4.68 min	512	255 (4.5)

Number of units per shift shown in parentheses ( ).

N.A. = Not available.

# Secuencia Minera

- Se realiza un acceso de preparación al centro del cuerpo mineralizado el cual se reviste de dos muros (rib pillars) del cual se deben generar al menos 5 accesos a caserones por cada lado
- Entre cada caserón se deben distribuir las operaciones unitarias de perforación, carguío de explosivos, fortificación, y carguío de producción.
- Típicamente se requieren 7 a 10 frentes por bloque para tener producción continua incluyendo todas las operaciones unitarias
- Para definir la secuencia minera se deben realizar modelos de modo de evitar zonas de sobre esfuerzo y a la vez combinar con el uso eficiente de los recursos de equipos mineros



# Comparación de productividad de métodos continuos de excavación versus métodos convencionales

Production Data	Conventional	Continuous	Conventional	Continuous	Conventional	Continuous
Seam height, m (in.) <sup>‡</sup>	1.2 (48)	1.2 (48)	1.5 (60)	1.5 (60)	1.8 (72)	1.8 (72)
Width of place, m (ft)	6.1 (20)	6.1 (20)	6.1 (20)	6.1 (20)	6.1 (20)	6.1 (20)
Depth of cut, m (ft)	2.4 (8)	5.4 (18)	2.4 (8)	5.4 (18)	2.4 (8)	5.4 (18)
Tons per cut, t (st)	23 (26)	53 (58)	29 (32)	65 (72)	34 (38)	78 (86)
Cuts per shift	20	8.7	20	8.3	18	8.2
Tons per shift	464	454	581	544	617	635
Short tons per shift	512	500	640	600	680	700
Work minutes per shift	400	400	400	400	400	400
<b>Face Crew</b>						
Continuous miner	—	1	—	1	—	1
Loading machine	2	1	1	1	2	1
Shuttle cars	2	2	2	2	2	2
Cutting machine	2	—	2	—	2	—
Drill	1	—	1	—	1	—
Shooting	1	—	1	—	1	—
Roof bolt machine	2	2	2	2	2	2
Total face crew	10	6	10	6	10	6
<b>Man Minutes per Cut *</b>						
Continuous miner	—	31.0	—	33.0	—	33.5
Loading machine	30.0	31.0	30.0	33.0	34.0	33.5
Shuttle cars	30.0	62.0	30.0	66.0	34.0	67.0
Cutting	30.0	—	30.0	—	35.0	—
Drilling	13.0	—	13.0	—	15.0	—
Shooting	17.0	—	17.0	—	20.0	—
Roof bolting	30.0	72.0	30.0	72.0	30.0	75.6
Total man minutes per cut *	150.0	196.0	150.0	204.0	168.0	209.6
<b>Man minutes per shift at the face *</b>						
	3000	1700	3000	1700	3024	1720
<b>Man minutes per</b>						
Ton	5.32	3.07	4.25	2.59	4.01	2.21
Short ton *†	5.86	3.38	4.69	2.86	4.42	2.44
Tons per manshift	46.4	75.6	58.1	90.7	61.7	105.8
Short tons per manshift †	51.2	83.3	64.0	100.0	68.0	116.6

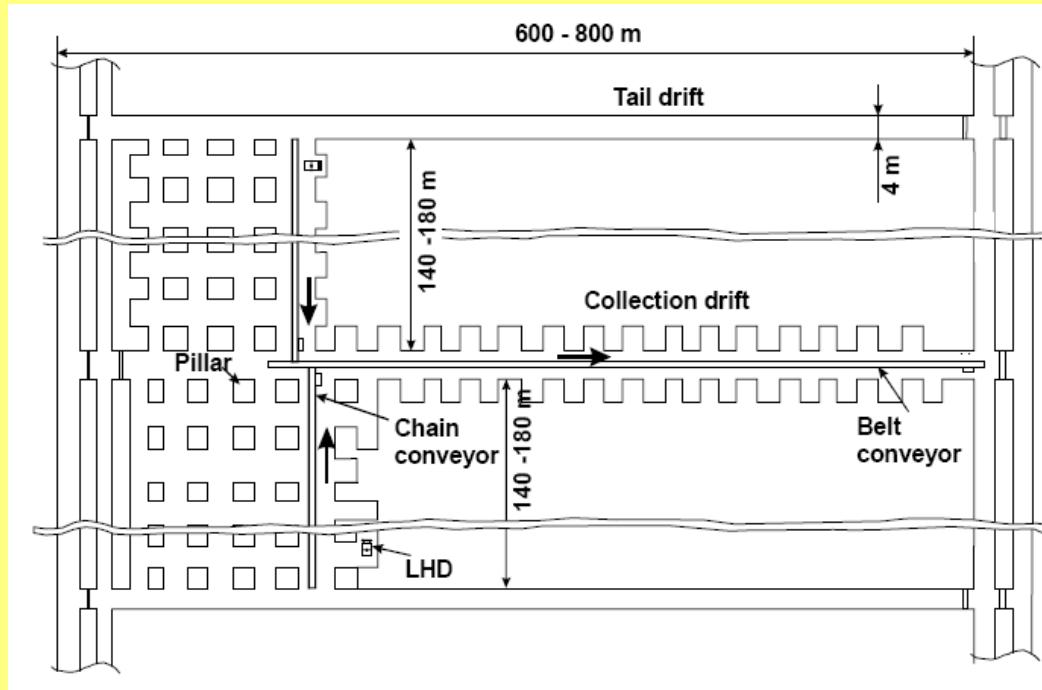
\* Working at the face; does not include moving or delays.

† Short tons per 8-hr manshift.

‡ Good mining conditions suitable for either conventional or continuous.

# Room and Pillar en Yacimientos de Petroleo

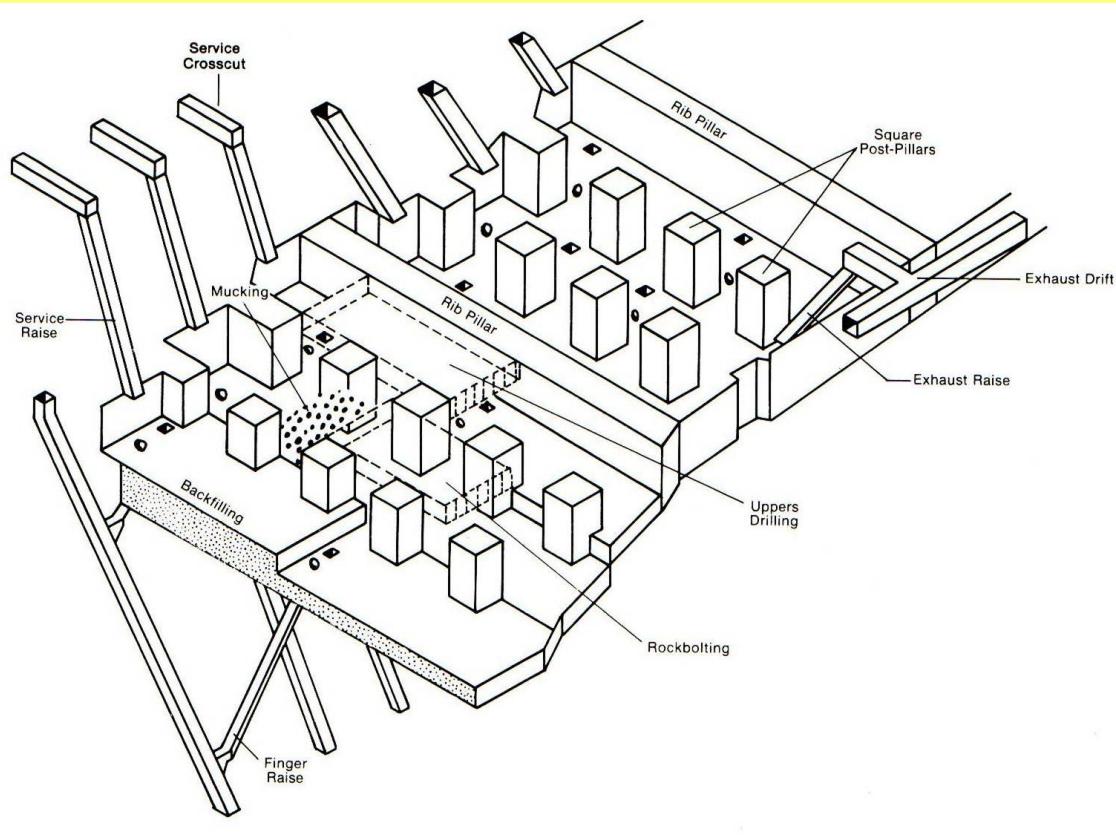
- Se divide en paneles y luego en bloques mineros de 350 m de ancho y 600-800 m de largo
- La potencia de los mantos varia entre 2.8 a 10m
- Recuperación de 80%
- Con equipo continuo se puede lograr una recuperación del 90% variando el tamaño de los pilares



O. NIKITIN , 2003. MINING BLOCK STABILITY ANALYSIS  
FOR ROOM-AND-PILLAR MINING  
WITH CONTINUOUS MINER  
IN ESTONIAN OIL SHALE MINES\*

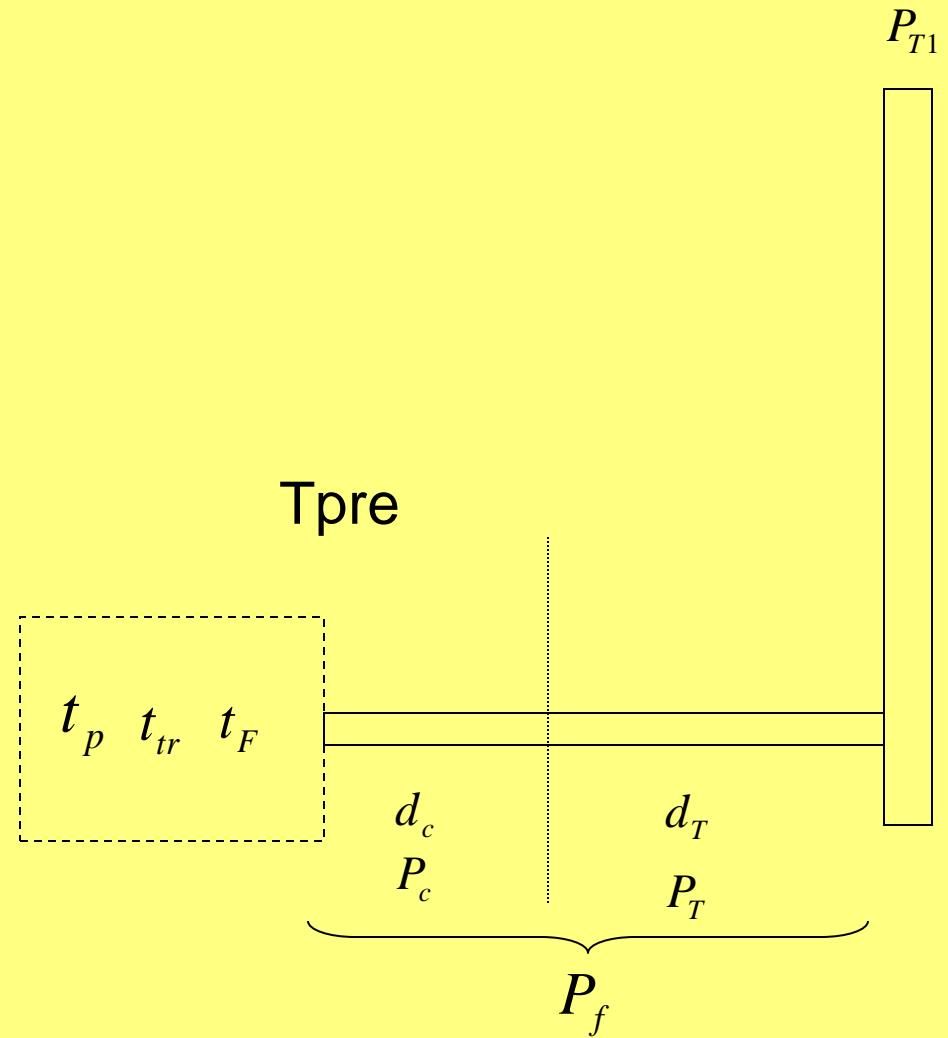
# Post Pillar Cut and Fill

- Falconbridge Niquel Mines, and Elliot Lake Uranium mines
- Cuerpos que poseen una mediana calidad de roca y se encuentran con buzamiento mayor a 8%.
- Se desarrolla un room and pillar en base y se comienza a excavar el techo de los caserones, luego se inyecta relleno hidráulico para poder acceder al siguiente corte
- Los pilares son cuadrados de 6.1 m
- Los caserones tienen una dimensión de 13.4x 9.1 m lo cual produce una recuperación de 87%
- Muros son dejados para separar las unidades de explotación y proveer soporte a los accesos principales.



# Productividad

- Tiempo de preparación del caserón  $T_{pre}$
- Variables Productivas a considerar:
  - Productividad del sistema de transporte principal correa, pique, etc. (PT1)
  - Productividad del sistema de transporte secundario (PT)
  - Productividad del sistema de carguío (Pc)
  - Operaciones Unitarias ( $t_p$ ,  $T_{tr}$ ,  $t_F$ )



# Ecuaciones de Equilibrio

$$P_c \propto \frac{1}{d_c}; P_T \propto \frac{1}{d_T}$$

Carguío y transporte

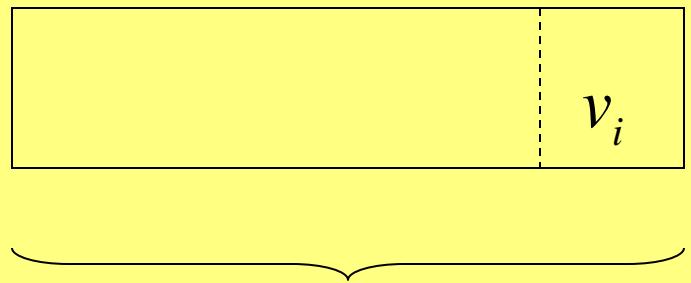
$$\delta P_{T1} = N_c P_c = N_T P_T \Rightarrow P_f$$

Volumen

$$V = \eta v_i$$

Productividad de un caserón

$$P = \frac{V}{(V/P_p + \eta f_p) + (V/P_F + \eta f_F) + (V/P_{tr} + \eta f_{tr}) + \sqrt{V/P_f + T_{pre}}}$$

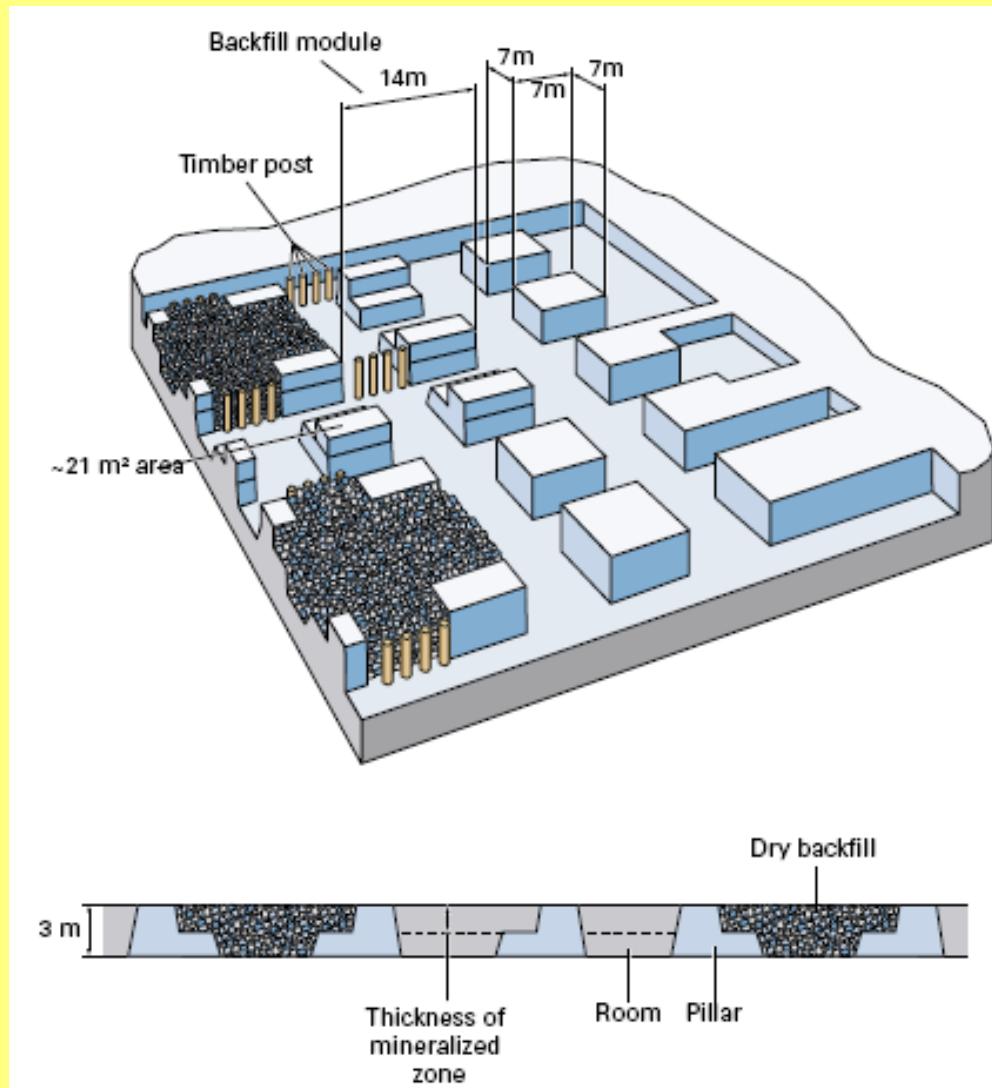


# Costos

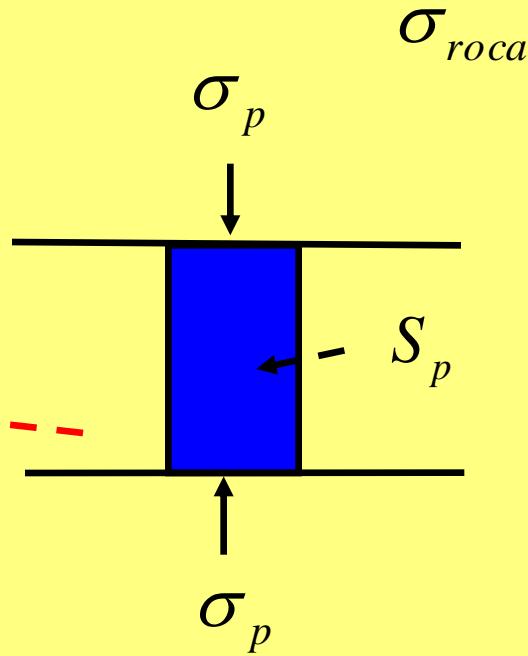
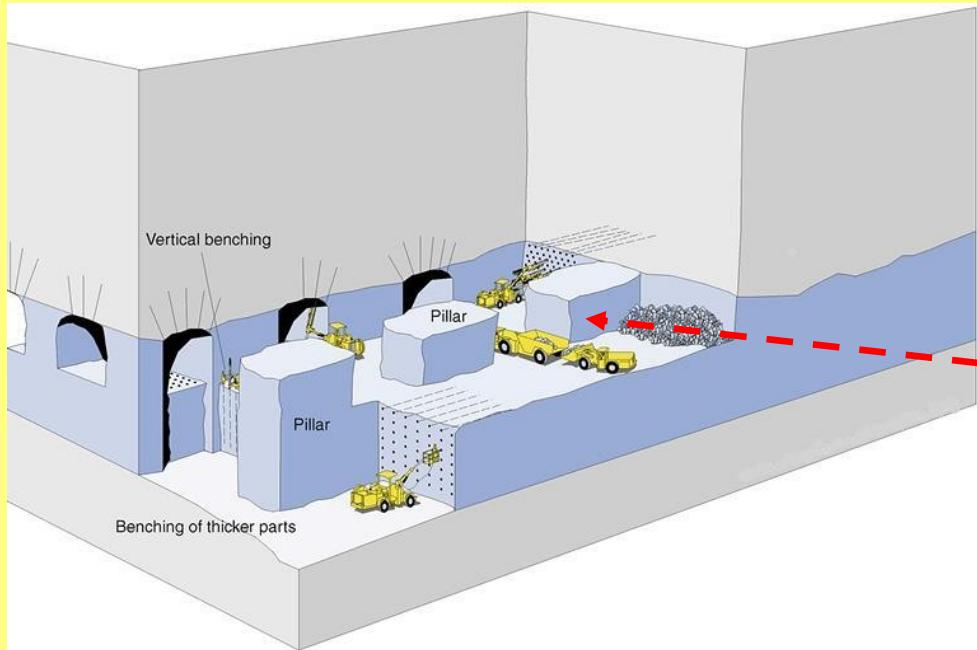
## Costos de operación (\$/t)

tpd	1200	8000	14000
Operación de equipos	1.8	1.8	2.04
Insumos	3.98	2.79	2.05
Mano de obra	11.01	5.3	3.56
Administración	5.93	2.42	2.04
Costo Capital	2.28	1.23	0.97
Total	25.06	13.54	10.66

# DISEÑO DE PILARES MINEROS



# Motivación: Necesario para el Diseño

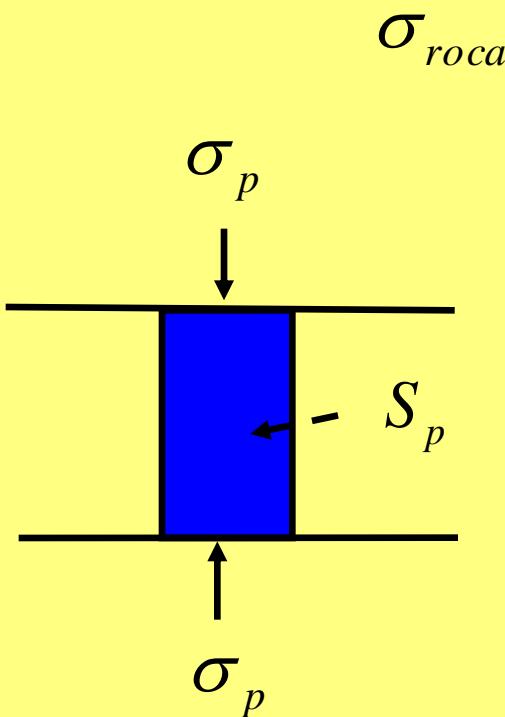


$\sigma_{roca}$  Campo de esfuerzos presente en el macizo rocoso

$\sigma_p$  Campo de esfuerzos actuando sobre el pilar

$S_p$  Resistencia del pilar

# Motivación



$\sigma_{roca}$	Campo de esfuerzos presente en el macizo rocoso
$\sigma_p$	Campo de esfuerzos actuando sobre el pilar
$S_p$	Resistencia del pilar

Factor de Seguridad del Diseño

$$fs = \frac{S_p}{\sigma_p}$$

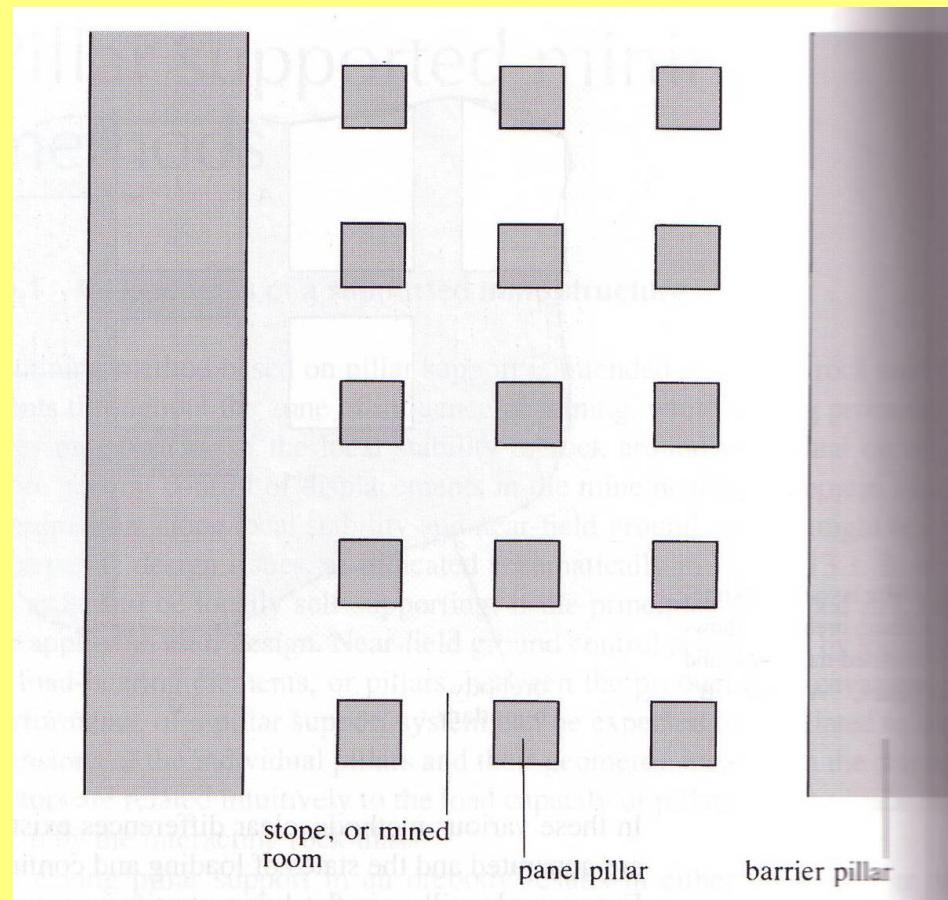
- Factor mayor a 1
- La tendencia actual es calcular la confiabilidad del diseño

$$P(S_p \leq f\sigma_p)$$

Aproximación probabilística al diseño de minas

# Diseño de Pilares

- El objetivo es maximizar la recuperación de la unidad básica de explotación a través de un diseño seguro y viable
- El diseño de pilares debe obedecer a un análisis de las cargas o solicitudes y la resistencia del macizo rocoso.

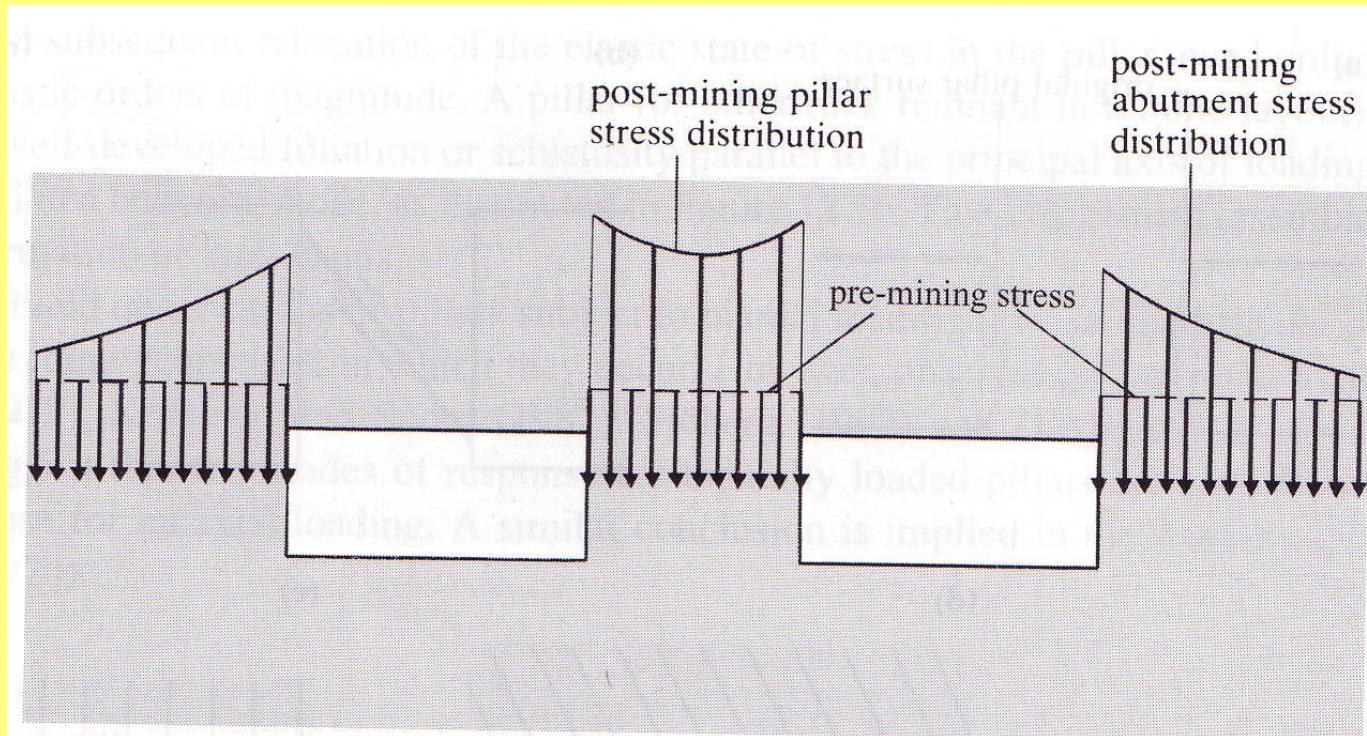


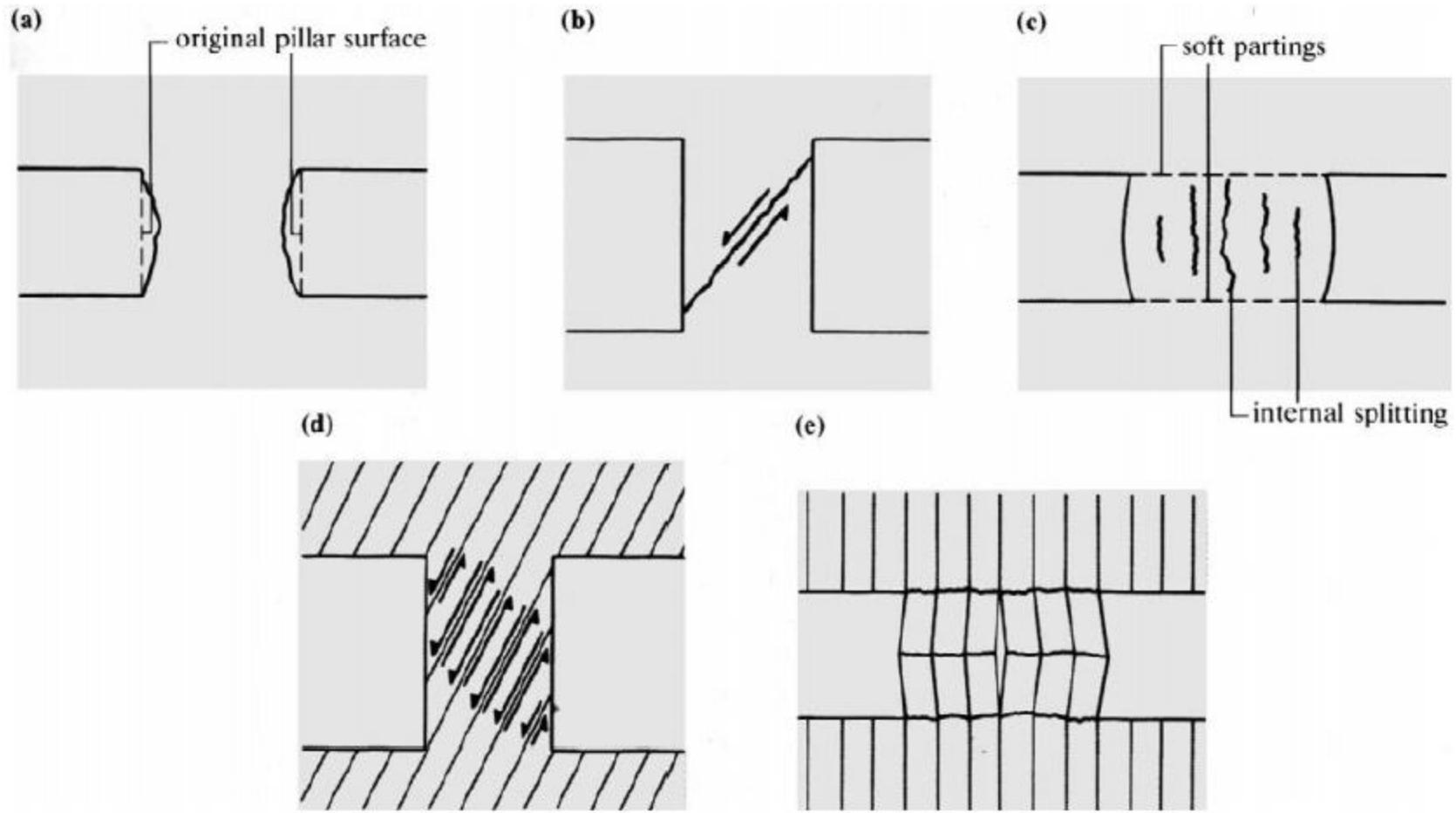
# CARGA SOBRE EL PILAR



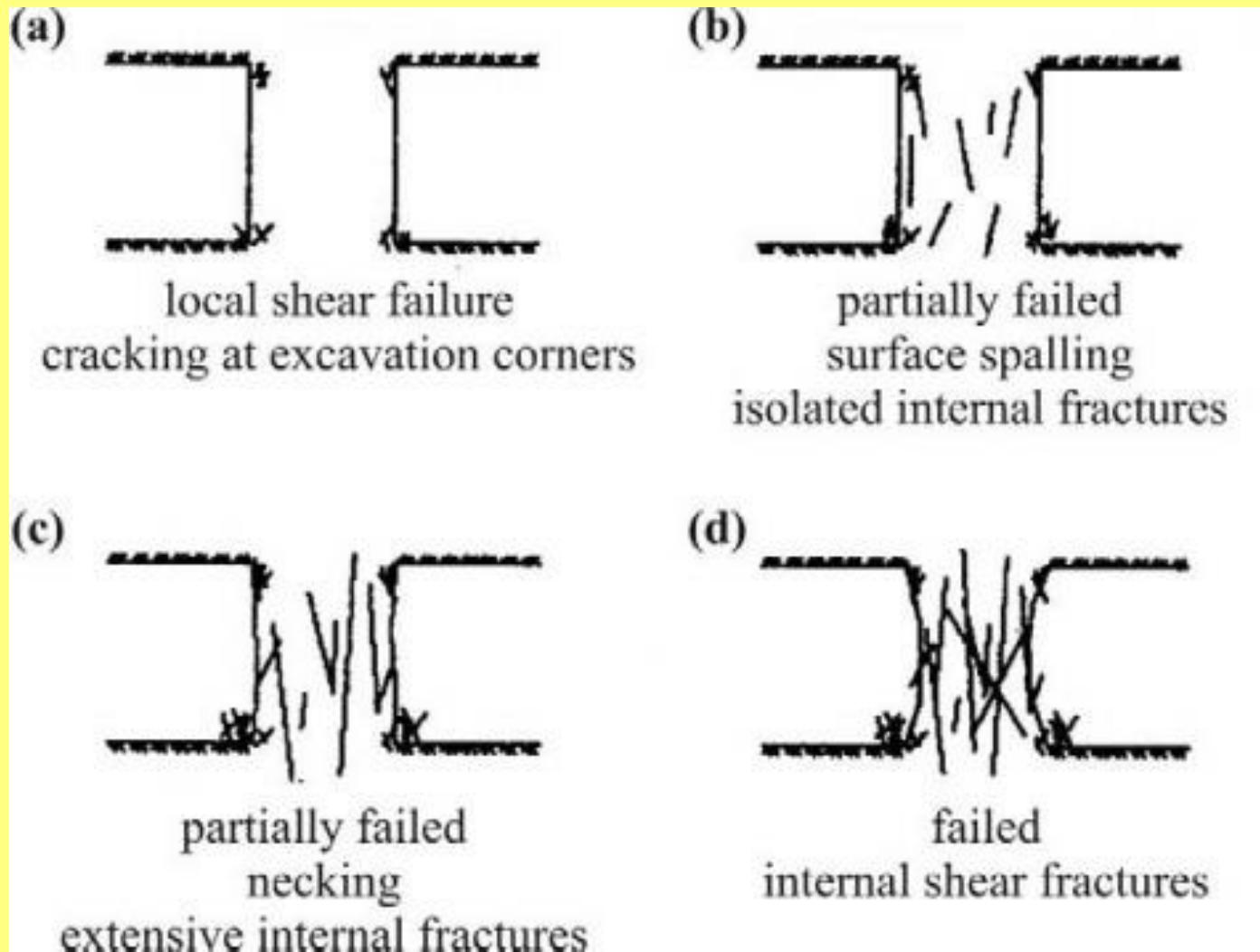
# Carga Sobre el Pilar

- Se produce redistribución de esfuerzos al realizar minería de la cámara de producción
- Los esfuerzos tienden a ser mayores en las esquinas produciendo fallas por exceso de cizalle





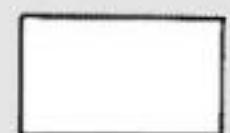
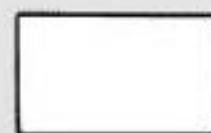
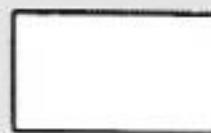
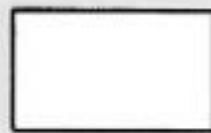
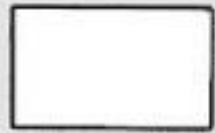
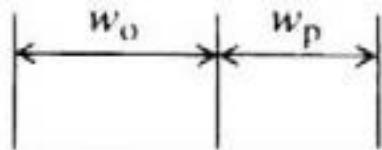
- Principal modes of deformation behaviour of mine pillars.



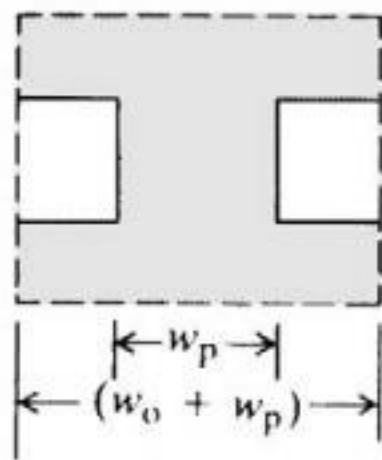
**Schematic illustration of the evolution of fracture and failure in a pillar in massive rock (after Lunder and Pakalnis, 1997).**

# Elementary analysis of pillar support

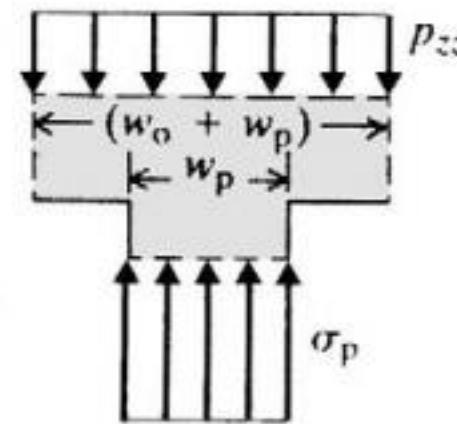
(a)



(b)



(c)



Bases of the tributary area method for estimating average axial pillar stress in an extensive mine structure, exploiting long rooms and rib pillars.

# Carga Vertical Sobre el Pilar

- Carga litoestatica

$$\sigma_z = \lambda z \text{ MPa}$$

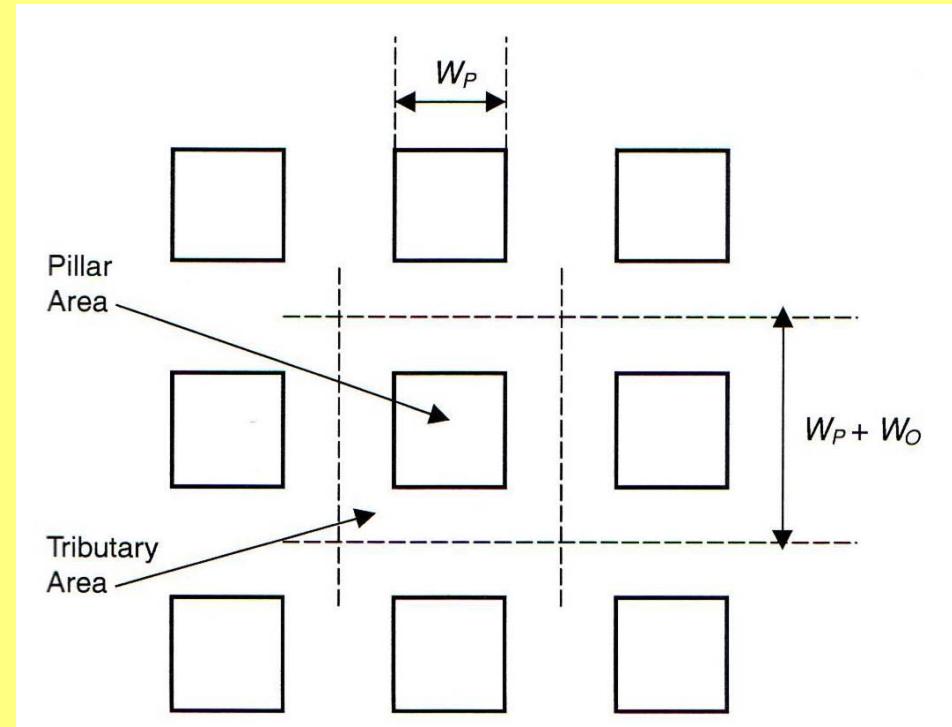
$\lambda$  peso específico de la roca

- Estimación del esfuerzo inducido

$$\sigma_p = \sigma_z \left( \frac{1}{1 - \rho} \right)$$

$\sigma_z$  Carga litoestatica (MPa)

$$\rho = \frac{A_m}{A_t} = \frac{\text{Área Extraída}}{\text{Área Total}}$$



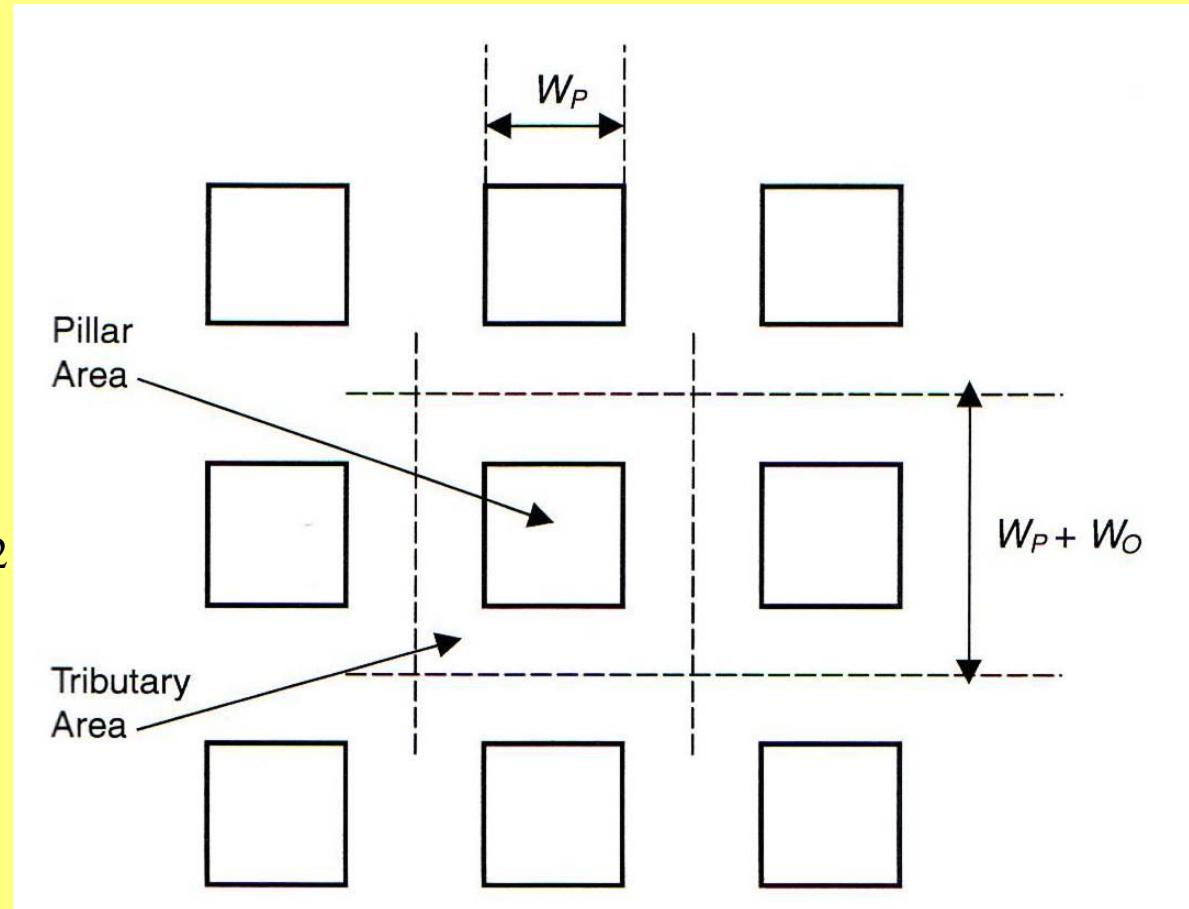
Recuperación Minera

# Área Tributaria

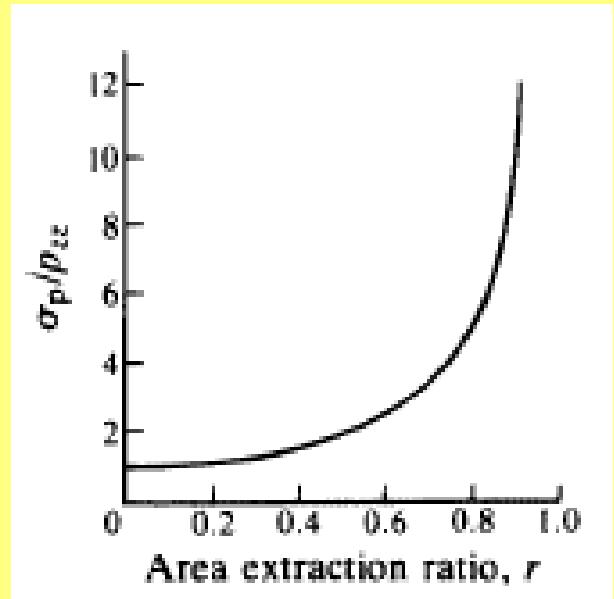
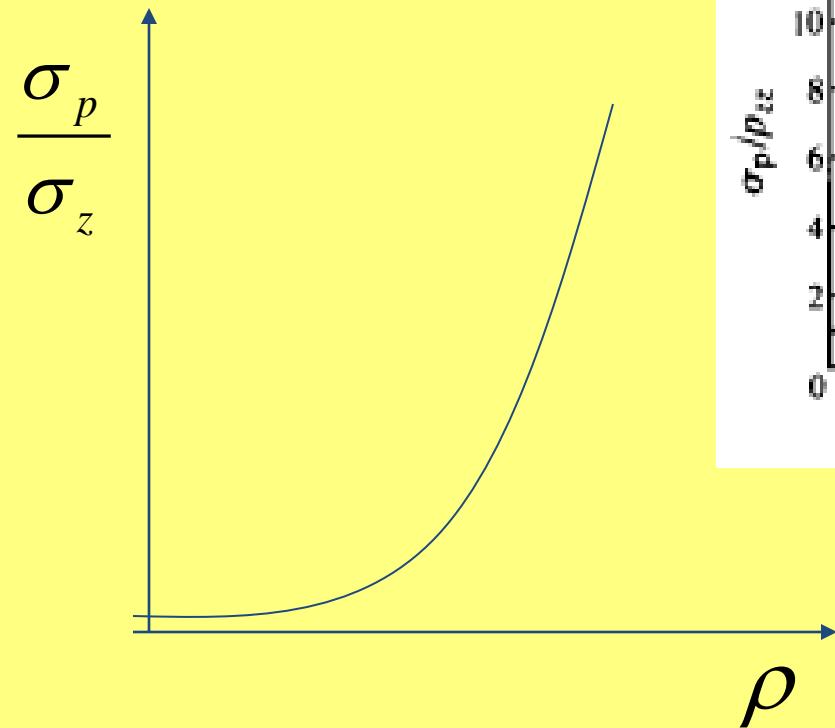
$$\sigma_v (w_o + w_p)^2 = \sigma_p w_p^2$$

$$\sigma_p = \frac{\sigma_v (w_o + w_p)^2}{w_p^2}$$

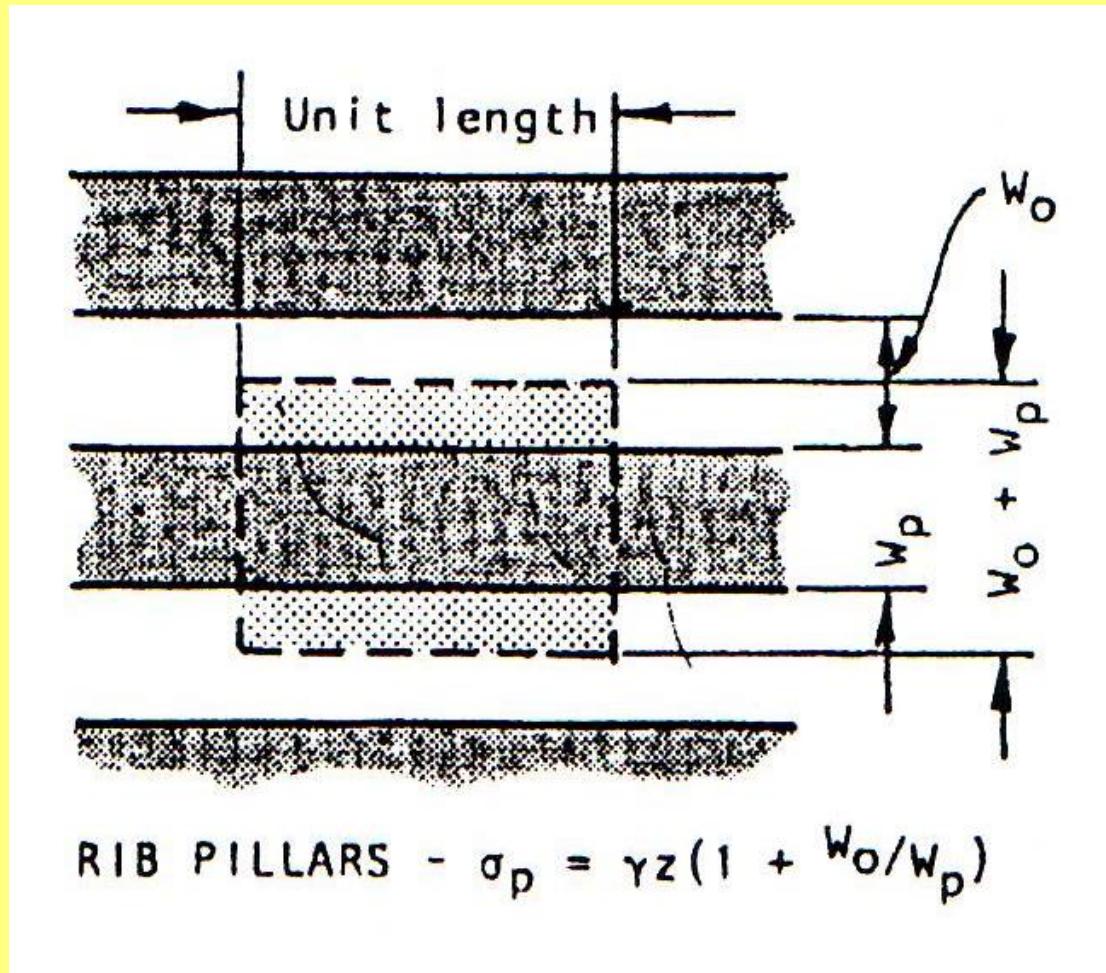
$$\sigma_p = \sigma_z \left[ \frac{W_p + W_o}{W_p} \right]^2$$



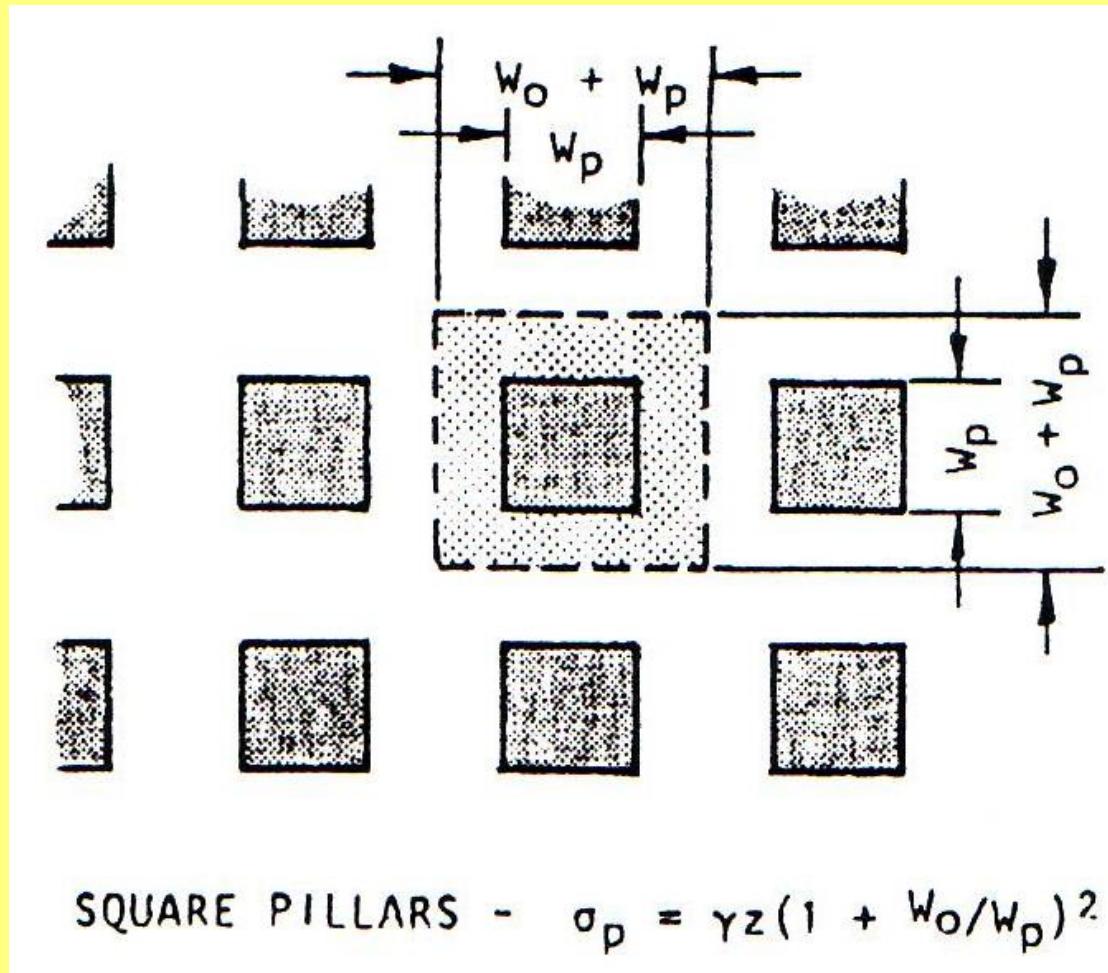
# Concentración de Esfuerzos como Función de la Recuperación



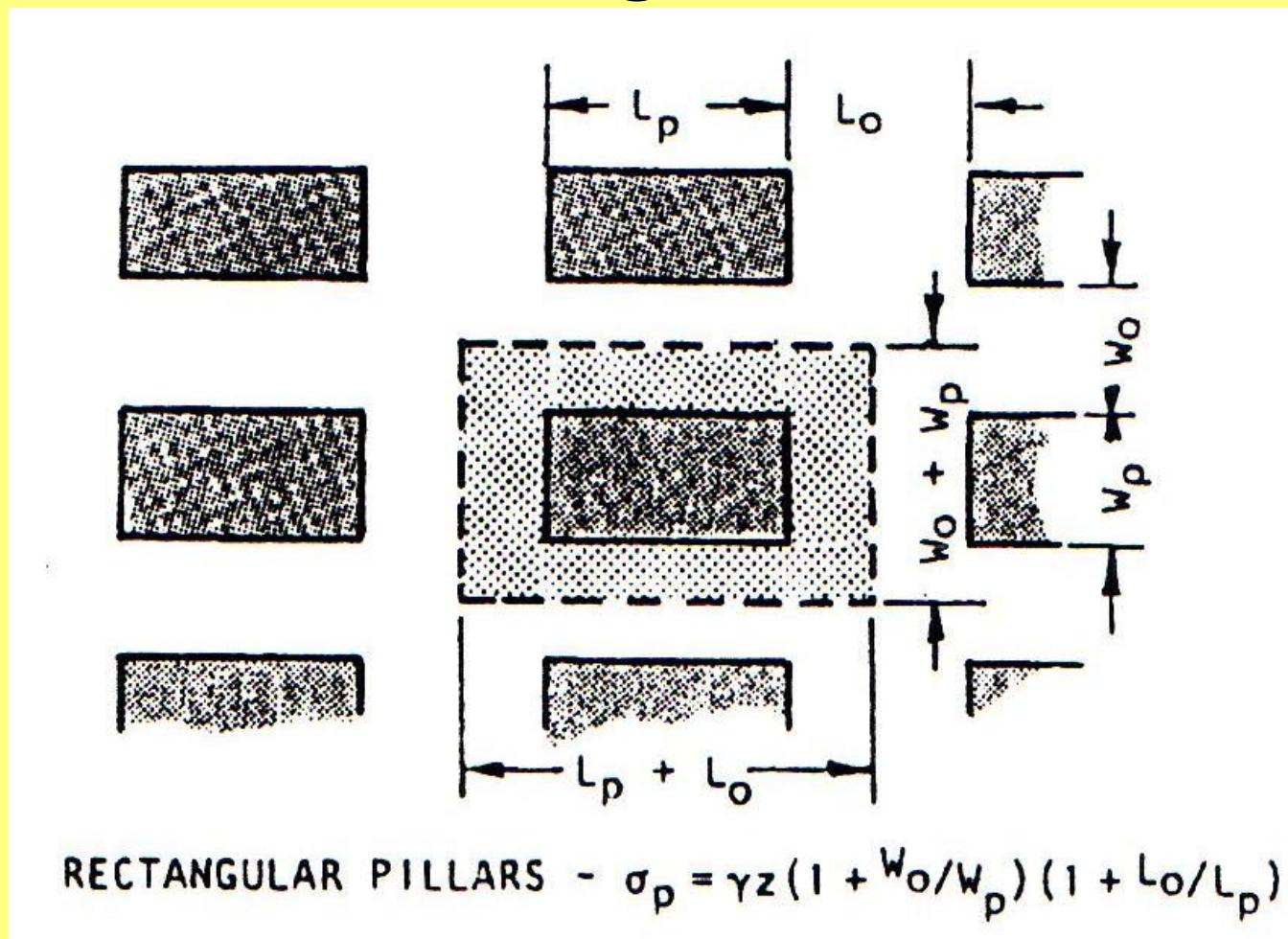
# Área Tributaria para Muros y Pilares Rectangulares



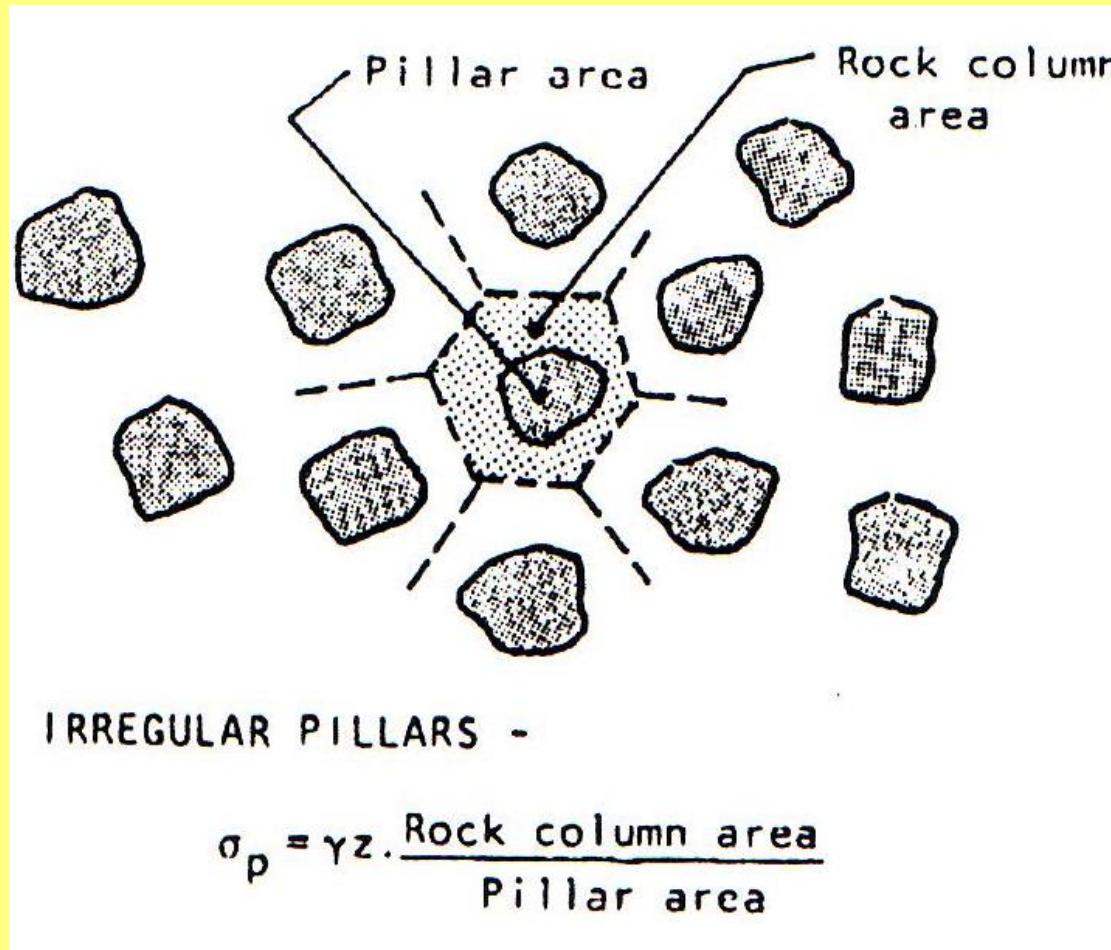
# Área Tributaria para Muros y Pilares Rectangulares



# Área Tributaria para Muros y Pilares Rectangulares



# Área Tributaria para Muros y Pilares Rectangulares



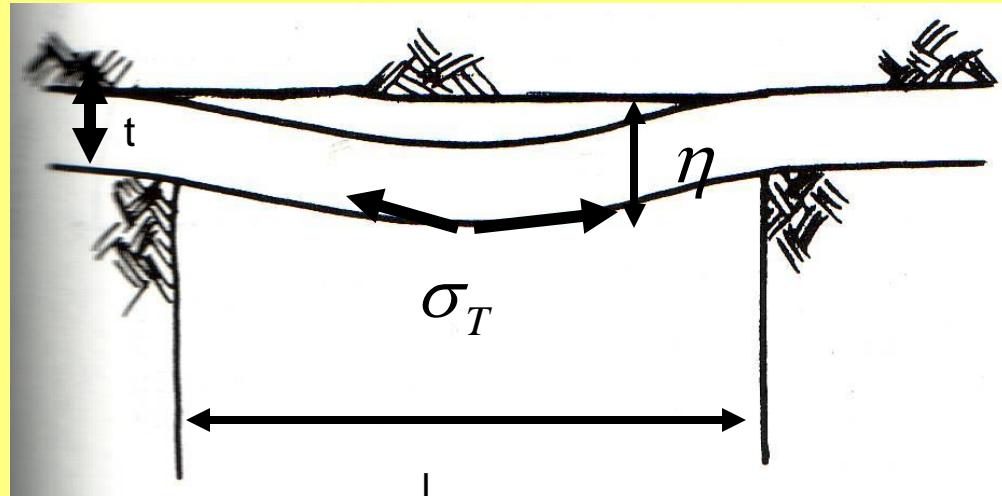
# Tracción Sobre el Techo de la camara

- Luz máxima para un estrato de roca

$$\sigma_T = \frac{\gamma L^2}{2t}$$

$$\eta = \frac{\lambda L^4}{32Et^2}$$

$$\tau = \frac{3\gamma L}{4}$$



El fallamiento del techo del caserón va a generalmente ser debido al esfuerzo de tracción y no de corte

E: Módulo de elasticidad del macizo rocoso

$\gamma$  peso específico de la roca

# Resistencia de Pilares Mineros

- Hardy and Agapito (1977)

$$\frac{S_p}{S_s} = \left( \frac{V_s}{V_p} \right)^{0.118} \left[ \frac{W_p}{H_p} \frac{H_s}{W_s} \right]^{0.833}$$

S, especimen  
P, Pilar

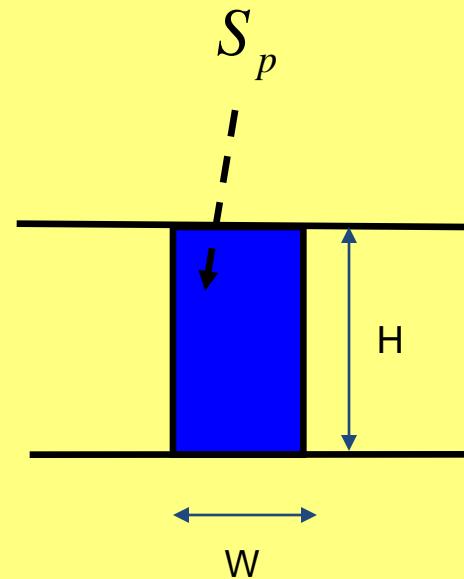
- Obert and Duvall (1967)

$$S_p = S_s \left( a + b \frac{W}{H} \right)$$

- Salamon and Munro (1967),  
Holland (1964)

$S_s$  Resistencia del macizo rocoso MPa

$$S_p = S_s \left( \frac{W^a}{H^\beta} \right)$$



# Constantes Utilizadas Para El Diseño de Pilares

Source	a	b	$\alpha$	$\beta$	Comments
Bunting (1911)	0.7	0.3	—	—	Pennsylvania anthracite
Obert and Duvall (1967)	0.78	0.22	—	—	Laboratory rock and coal
Bieniawski (1968a)	0.64	0.36	—	—	South Africa coal
Skelly, Wolgamott and Wang (1977)	0.78	0.22	—	—	West Virginia coal
Greenwald, Howarth and Hartman (1939)	—	—	0.5	0.83	Pittsburgh seam mines
Holland (1964)	—	—	0.5	1	U.S. coal mines
Salamon and Munro (1967)	—	—	0.46	0.66	S.A. coal mines
Hardy and Agapito (1977)	—	—	0.60	0.95	U.S. oil shale mines

# Resistencia de Macizo Rocoso

- Criterio de Hoek and Brown (1980, 1995)

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left( m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

$\sigma_{ci}$  Resistencia a la compresión no confinada roca intacta

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28}\right)$$

GSI  $\geq 25$

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9}\right)$$

$$a = 0.5$$

GSI  $< 25$

$$s = 0$$

$$a = 0.65 - \frac{GSI}{200}$$

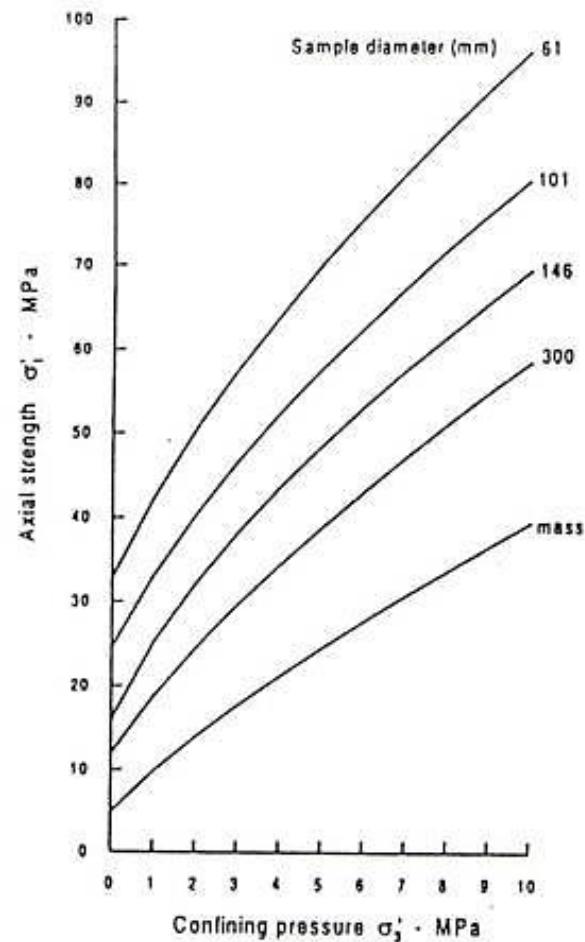
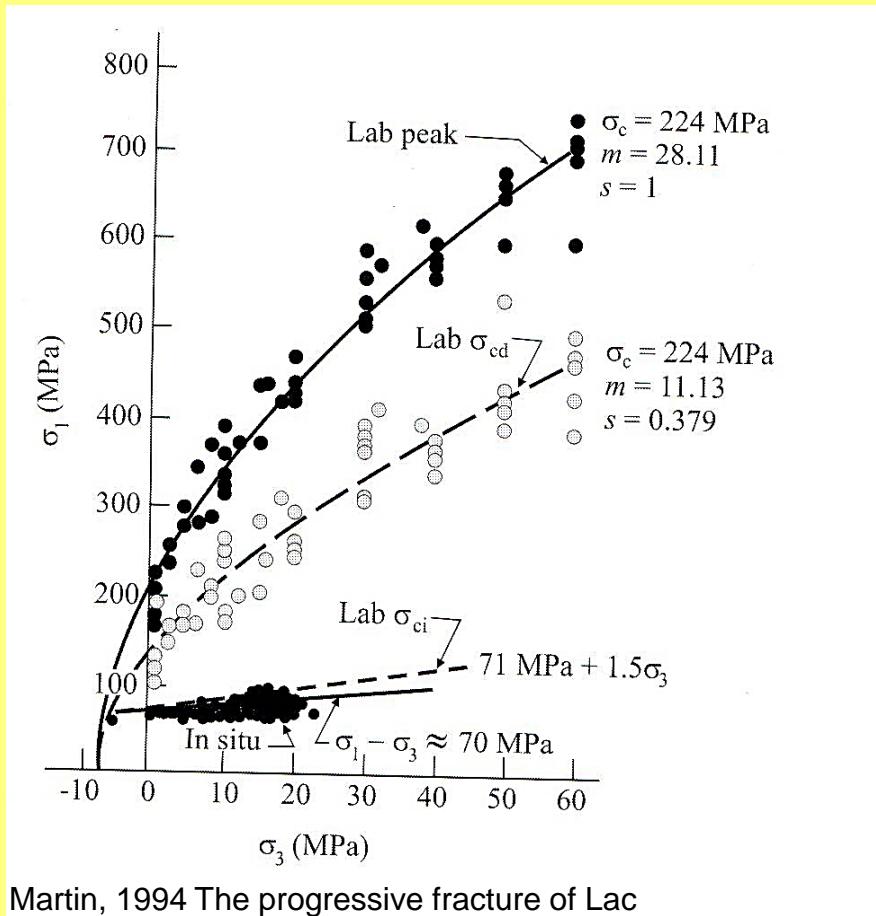


Figura 3: Resistencia peak del carbón de la Mina Moura en Australia (tomada de Medhurst & Brown [6]).

# Constante mi para Distintos Tipos de Roca Intacta

Tipo de Roca	Clase	Grupo	Textura			
			Gruesa	Media	Fina	Muy Fina
SEDIMENTARIAS	Clásicas		Conglomerado (22)	Arenisca 19	Limolita 9	Arcillolita 4
	No Clásicas	Orgánicas	←----- Grauwaca -----→ (18)			
			←----- Creta -----→ 7			
		Carbonatos	Brechas (20)	Caliza Esparítica (10)	Caliza Micrítica 8	
METAMORFICAS	Químicas		Yeso 16		Anhidrita 13	
	No Foliadas		Mármol 9	Rocas Córneas (19)	Cuarcita 24	
	Levemente Foliadas		Migmatita (30)	Antíbolita 25 - 31	Milonitas (6)	
	Foliadas		Gneiss 33	Esquistos 4 - 8	Filitas (10)	Pizarras 9
IGNEAS	Intrusivas	Claras	Granito 33	Riolita (16)		Obsidiana (19)
			Granodiorita (30)	Dacita (17)		
		Oscuras	Diorita (28)	Andesita 19		
	Extrusivas Pioroclásticas		Gabbro 27	Dolerita (19)	Basalto (17)	
Norita 22			Aglomerados (20)			Tobas (15)

# Efecto de Escalamiento de Resistencia de Macizo Rocososo

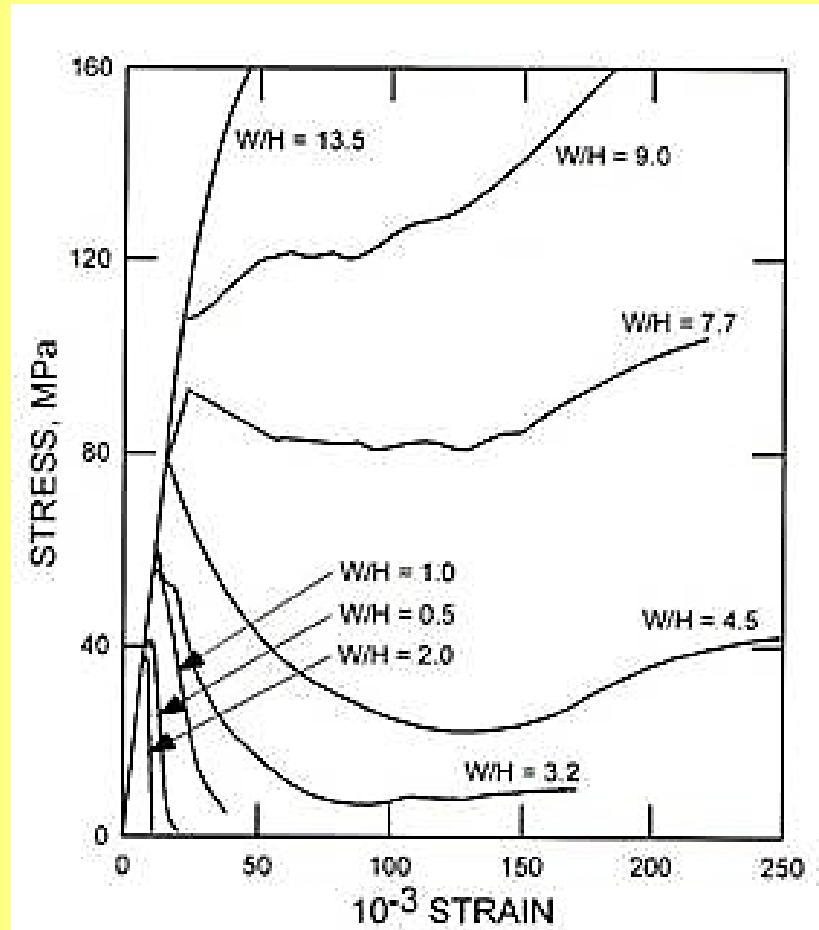


Criterio de Hoek and Brown para granito de la mina Lac du Bonnet basado en resistencia de laboratorio, post falla y iniciación de fractura basado en monitoreo sísmico

Martin, 1994 The progressive fracture of Lac DuBonnet Granite , Int. J. Rock Mech. Min. Sci. 31 643-59

# La Importancia de W/H

- La esbeltez del pilar define el grado de confinamiento de este
- Para pilares con relaciones W/H menor a 4 se produce el fenómeno de relajación post falla (strain softening).
- Este ábaco es fundamental para entender el estallido de roca en minería profunda



Das, 1986. Curvas de esfuerzo deformación completas para testigo de pilares de carbón. Modelamiento de relajación post falla

# Resistencia de Pilares Para Roca Competente

- Pakalnis Y Lunde (1997) proponen una relación para estimar la resistencia del pilar considerando el confinamiento medio de los pilares

$$S_p = 0.44UCS(0.68 + 0.52k)$$

$$k = \tan[a \cos((1 - C_{pav})/(1 + C_{pav}))]$$

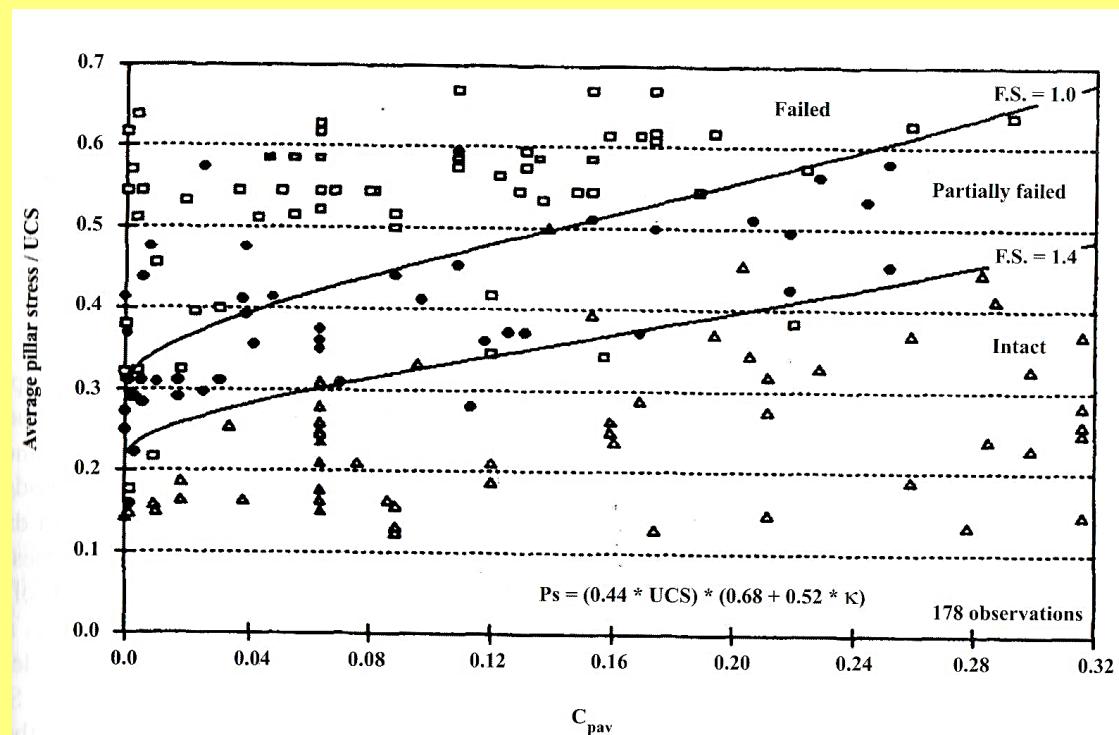
# Resistencia como función del Confinamiento del Pilar

- Se define el confinamiento medio del pilar

$$C_{pav} = 0.46 \left[ \log \left( \frac{W}{H} \right) + 0.75 \right]$$

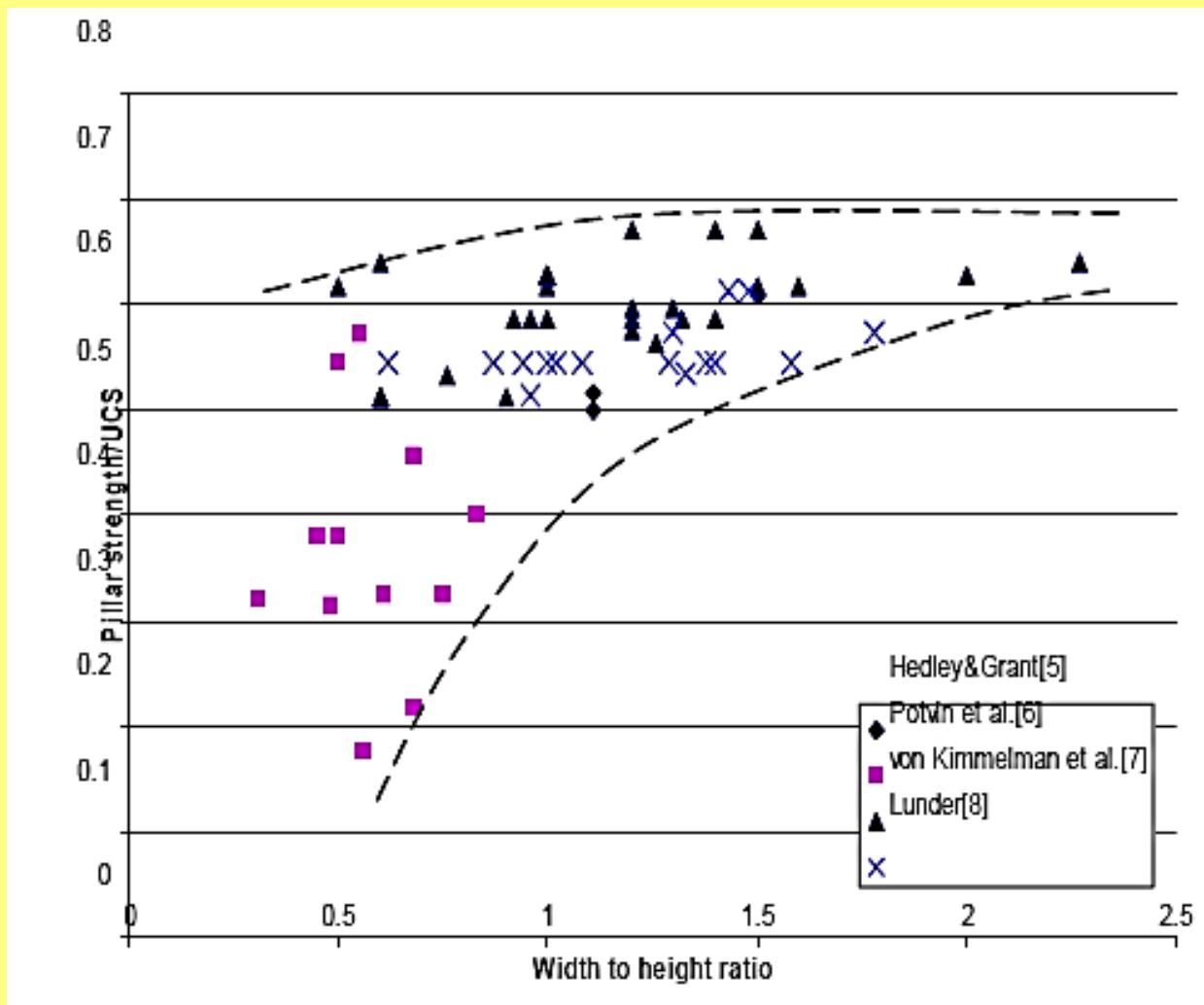
- Esta formula nace del análisis de múltiples geometrías modeladas numéricamente y estimación del confinamiento al interior del pilar

- Average pillar stress
  - $s_1 + s_2 + s_3 / 3$



Lunder y Pakalnis, 1997. Resistencia de pilar en función del esfuerzo normalizado vs el confinamiento medio normalizado

# Falla de Pilares en Minería Metálica



# PROBLEMAS

# Ejemplo

- Diseñar los caserones y pilares para un yacimiento mantiforme de 10m de potencia que se encuentra a una profundidad de 200m
- Las características de la roca de caja y mineral se presentan a continuación:

# Datos

Item	Rc Caja	Rc Mx
Peso (KN/m <sup>3</sup> )	22	30
UCS (MPa)	120	200
T (MPa)	5	7
C (MPa)	12	20
Fric angl.	37	42
Roca	Sedimentaria alterada	Gabro
Estructuras	Fracturado en bloques, calidad de estructuras regular	Fracturado en bloques, calidad de estructuras buena
E (GPa)	32	50

# Luz Máxima y Dilución

## 1 Estimación de Luz máxima

$\sigma_T$ (MPa)	5
$\gamma$ (KN/m <sup>3</sup> )	22
t (m)	1
L (m)	21.320072

$$\sigma_T = \frac{\gamma L^2}{2t}$$

## 2 Estimación de dilución

E	32
L (m)	10
H (m)	10
n(m)	0.2148438
%dil	1.1%

$$\eta = \frac{\lambda L^4}{32 E t^2}$$

# Resistencia del Pilar Unitario

3 Resistencia del pilar (criterio Hoek and Brown)

$\sigma_3$  (MPa)

0 pilares no confinados artificialmente, peor caso estimación conservadora

UCS (MPa)

200

$m_i$

27 de la tabla rocas

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9}\right)$$

GSI

65  $GSI \geq 25$

$$a = 0.5$$

a

0.5

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28}\right)$$

s

0.02

$m_b$

7.74

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left( m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

$\sigma_1$ (MPa)

28.6

# Datos

Item	Rc Caja	Rc Mx
Peso (KN/m3)	22	30
UCS (MPa)	120	200
T (MPa)	5	7
C (MPa)	12	20
Fric angl.	37	42
Roca	Sedimentaria alterada	Gabro
Estructuras	Fracturado en bloques, calidad de estructuras regular	Fracturado en bloques, calidad de estructuras buena
E (GPa)	32	50

# Luz Máxima y Dilución

## 1 Estimación de Luz máxima

$\sigma_T$ (MPa)	5
$\gamma$ (KN/m <sup>3</sup> )	22
t (m)	1
L (m)	21.320072

$$\sigma_T = \frac{\gamma L^2}{2t}$$

## 2 Estimación de dilución

E	32
L (m)	10
H (m)	10
n(m)	0.2148438
%dil	1.1%

$$\eta = \frac{\lambda L^4}{32 E t^2}$$

# Resistencia del Pilar Unitario

3 Resistencia del pilar (criterio Hoek and Brown)

$\sigma_3$  (MPa)

0 pilares no confinados artificialmente, peor caso estimación conservadora

UCS (MPa)

200

$m_i$

27 de la tabla rocas

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9}\right)$$

GSI

65  $GSI \geq 25$

$$a = 0.5$$

a

0.5

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28}\right)$$

s

0.02

$m_b$

7.74

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left( m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

$\sigma_1$ (MPa)

28.6

# Diseño de Pilares

Profundidad (m)	200
H (m)	10
$\alpha$	0.46 Salomon and Munro (1967)
$\beta$	0.66
$\sigma_z$ (MPa)	4.4

$$S_p = K \left( \frac{W^a}{H^\beta} \right) \quad \eta = \frac{\lambda L^4}{32 E t^2}$$

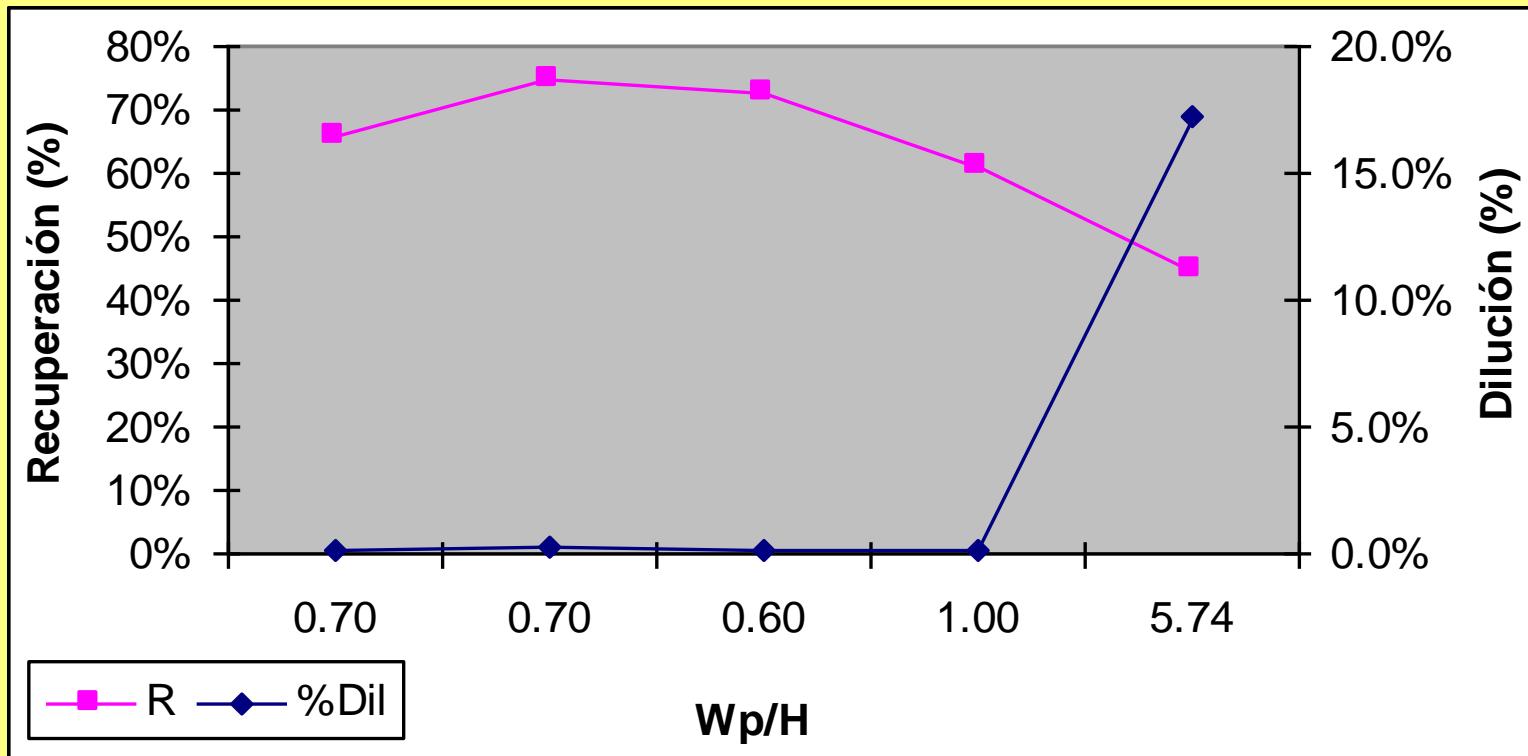
Ley

0

4 Diseño de configuracion	Pilares Cuadrados			$S_p$ (MPa)	Wp/H	FS	R	$\eta$ (m)	%Dil
	W <sub>p</sub> (m)	W <sub>0</sub> (m)	$\sigma_p$ (MPa)						
1	7	5	12.9	37.2	0.70	2.88	0.66	0.01	0.07%
2	7	7	17.6	37.2	0.70	2.12	0.75	0.05	0.26%
3	6	5.5	16.2	34.7	0.60	2.15	0.73	0.02	0.10%
4	10	6	11.3	43.9	1.00	3.89	0.61	0.03	0.14%
5	57	20	8.0	98.0	5.74	12.25	0.45	3.44	17.19%

G. S. Esterhuizen ,AN EVALUATION OF THE STRENGTH OF SLENDER PILLARS

# Relación Recuperación Dilución



# Análisis Económico

- T, tonelaje cubicado (t)
- L, ley in situ cubicada (%)
- R, recuperación minera (%)
- d, dilución (%)
- rf, factor de utilidad (\$/%/t)
- C, costo mina (\$/t)
- U, utilidad (\$)

Dilución Crítica

$$U = 0 \Rightarrow d = rfL/C - 1$$

Interesante que siempre el diseño óptimo económico depende de la razón

$$rfL/C$$

Tonelaje recuperado  $T^* = T(1+d)R$

Ley Diluida  $L^* = \frac{TLR}{T(1+d)R} = \frac{L}{(1+d)}$

Utilidad  $U = \{rfL - C(1+d)\}TR$

Sin restriccion

$$U = \{rfL - C(1+d)\}TR$$

$$L = \{rfL - C(1+d)\}TR$$

$$\frac{\partial L}{\partial R} = [rfL - C(1+d)]T = 0$$

$$\frac{\partial L}{\partial d} = -TRC = 0$$

$$d^* = \frac{rfL}{C} - 1$$