

Rock Bolting

Kotwienie

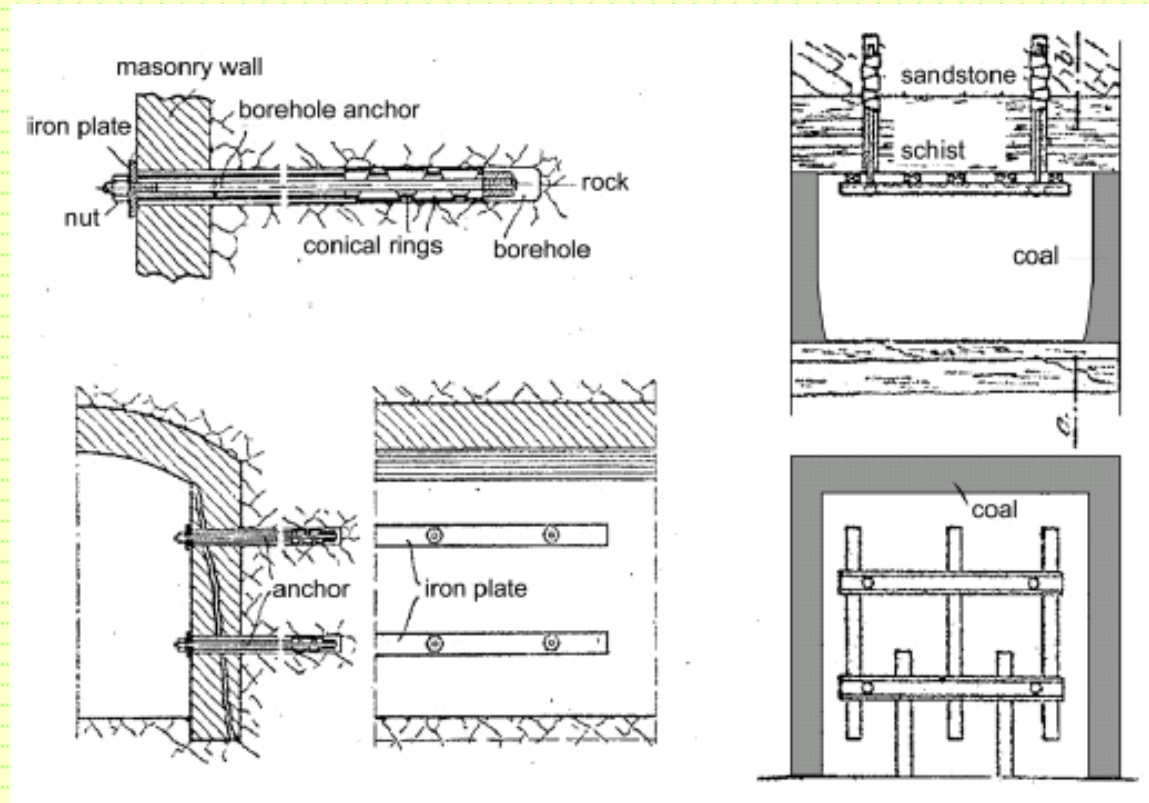


Rock bolting - introduction

Probably the history of bolting began with a patent specification (no. 302909) submitted by Stephan, Frohlich and Klupfel in 1913:

Method for the support of roof and walls in mining without support from below. The invention aims at creating a support, the fix point of which is being placed in the ground.

This replaces traditional support by timbering, the fix point of which is at the bottom of the drift! In order to achieve this goal, boreholes of sufficient depth will be drilled into the rock in which rods, tubes or cables made of a load-bearing material, for example steel, will be inserted and fixed at the end in a proper manner or cemented along the whole length.



Rock bolting - introduction

The outbreak of the World War I delayed the issuing of the patent until 1918. The names of the holders of the patent and the patent with this number were until now unknown in technical literature. However, in German-language literature, a publication from 1919, without information concerning the author, was found in which a short paragraph in the middle of a larger treatment of mining is dedicated to the topic of the maintenance of transportation routes. The sub-title was ‘Mine drift support with iron anchors’. It is evident that in the Konigshutte coalfield in Upper Silesia (at that time Germany) ‘for several years now, iron test anchors have been used to replace timbering for resisting ground pressure’. There is no doubt that this publication relates to the above-mentioned patent, even though the name of the patent holder was not mentioned. Already in 1913, the inventors were fully aware of the significance of their invention, i.e.

The cross-section of the profile is in no way obstructed or restricted, an unintentional knocking out of the supports is not possible, legs and struts are eliminated and replacement of timber supports due to rotting is abolished (Stephan et al., 1918).



Rock bolting - introduction

Facts substantiated the farsightedness of the authors; bolts were placed in the roof as well as in the walls for protection against cave-ins or rock pressure. The anchor heads were linked together with cables and U-profiles. A 4-year test period with mechanical anchors showed that:

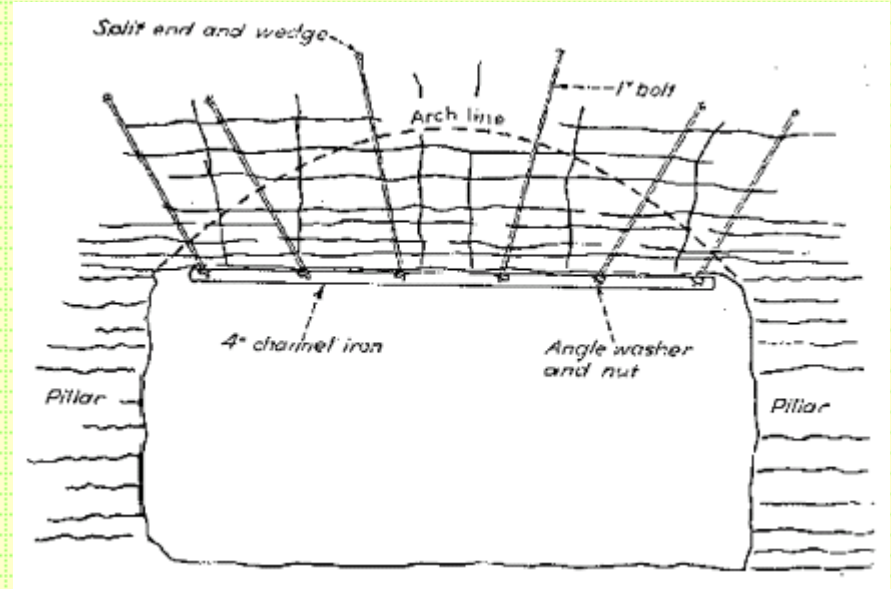
the section supported with bored anchors remained entirely intact while the section with timbering collapsed due to the rotting of the timber (Anonymous, 1919).

This revolutionary invention unfortunately sank into oblivion and did not find its way into general practice. The next publication on rock anchors, comes from Keeley (1934), who reported a case of the use of ‘gunite’ in the McIntyre mine in Canada. As an example of the stabilization of a hoist chamber, he describes in passing a support concept which involves the use of a 10 foot long expansion-bolt anchor together with sprayed concrete. We could not ascertain the origin of this type of anchor. One has the impression that the author assumed that the anchor was well known. The first detailed publication on anchors, appearing some 9 years later than the abovementioned article, and which in fact marks the beginning of its great success worldwide, was by Weigel (1943), from the U.S.



Rock bolting - introduction

In the period 1943-1950, the use of rock bolts experienced unusually rapid growth in the American mining industry, especially in coalmines, the same applying from 1951 onwards in European mines. This development was enhanced by the publications of Consolidated Coal Company, Illinois) and E. Thomas (USBM) in 1948 (Conway, 1948). The success of anchors in the USA in a very short space of time can be measured by some statistics. In the years 1948-1950, a total of 1400 km of tunnel in 350 mines were supported with anchors. The production of tons per manshift doubled. In 1949, the coal and ore mines achieved their best all time safety record attributed to roof bolting.

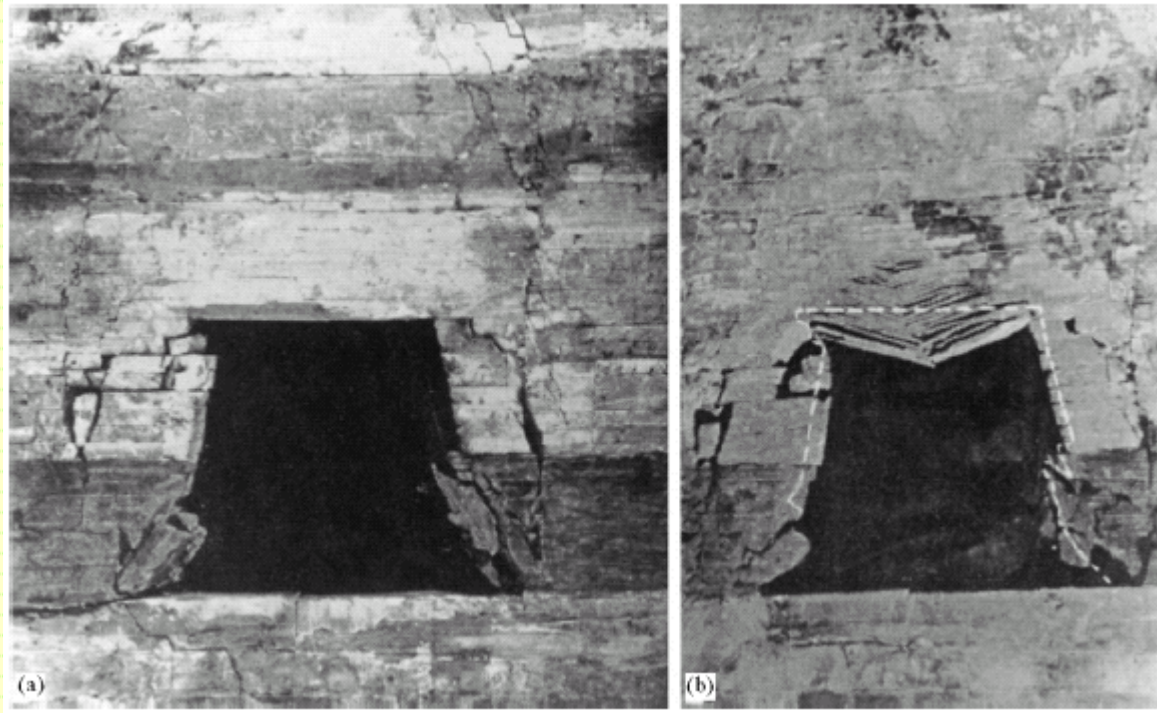


Channel iron and long bolts are employed to support loose back below the natural arch line in a heading' (Weigel, 1943).

Conway dedicated a special chapter to 'The theory of rock bolting' in his work.

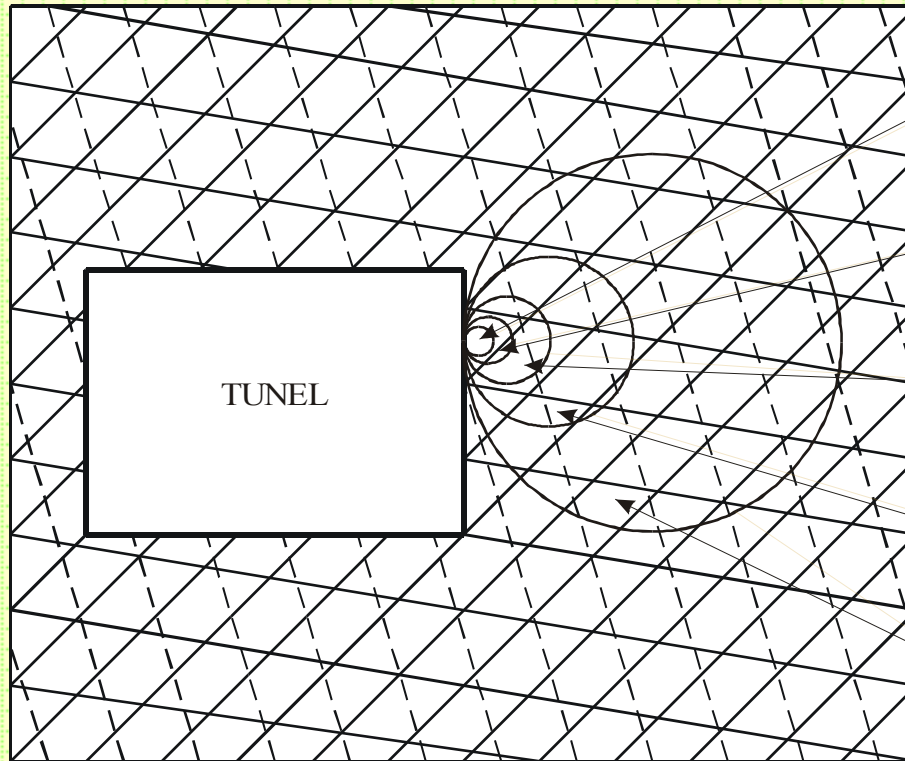
The roof apparently supports itself instead of being supported by conventional timbering.






Rock bolting - introduction

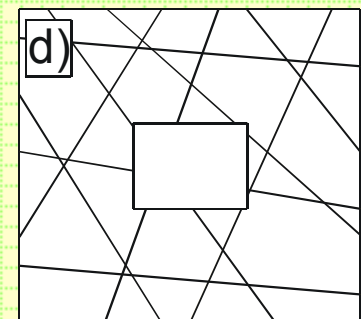
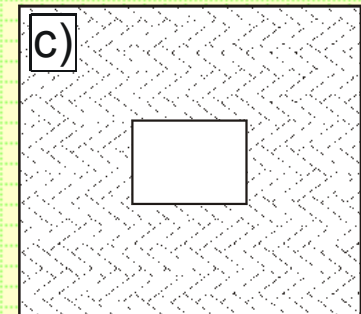
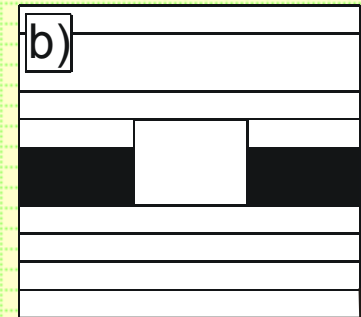
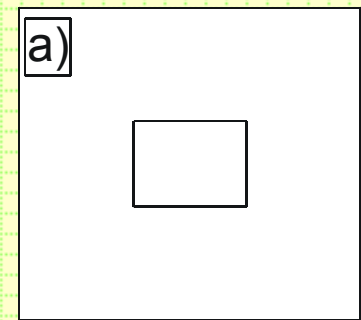


Photographs showing different modes of failure in model underground excavations constructed in artificially constituted layered rock mass (After Everling, 1964): (a) model subjected to a vertical load only (shear-type failure); (b) model subjected to both a horizontal and a vertical load (buckling failure)

Rock bolting

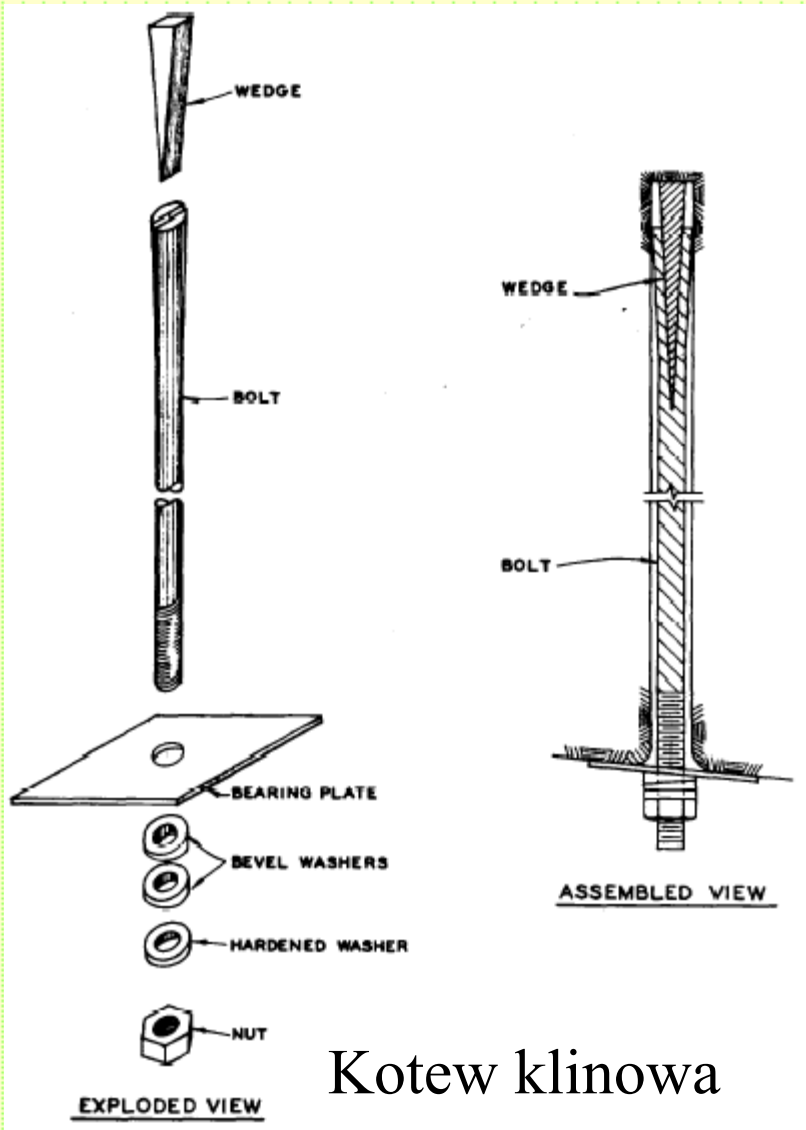


-  jednorodna próbka skalna
-  pojedyncza nieciągłość
-  dwie nieciągłości
-  kilka sieci nieciągłości
-  górotwór

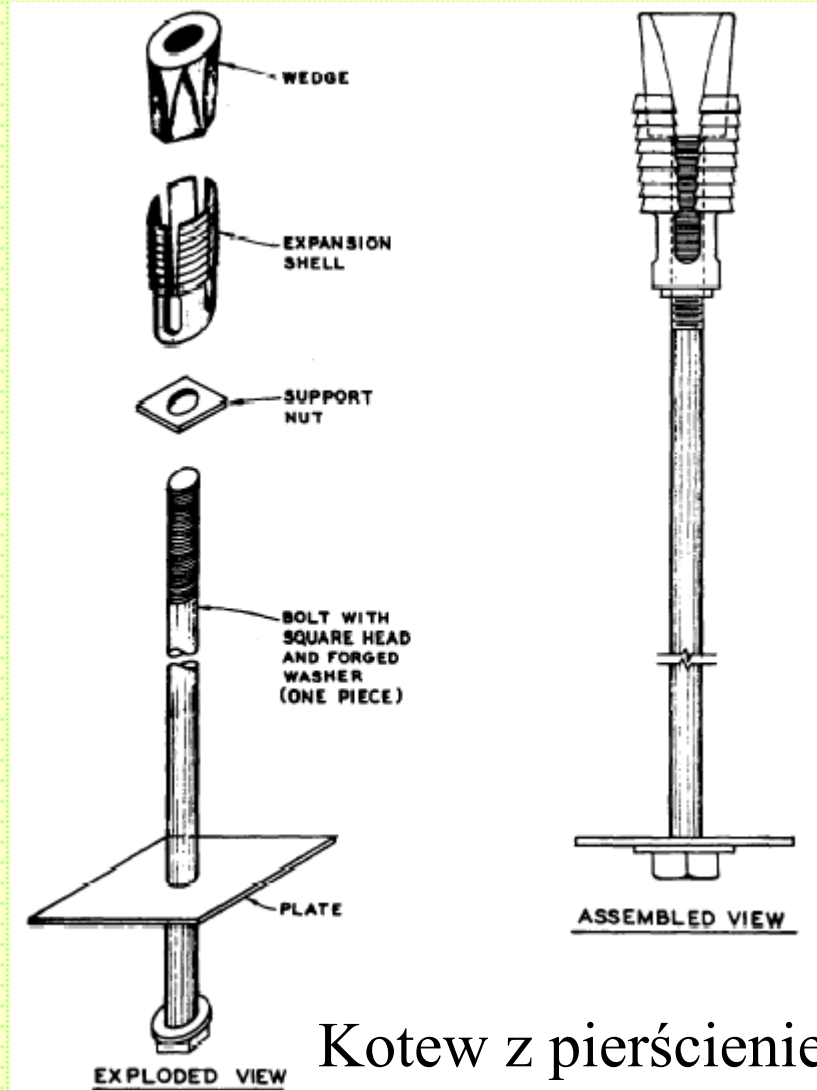


- górotwór ciągły,
- górotwór uwarstwiony,
- nieciągły górotwór spękany,
- nieciągły górotwór blokowy

Rock bolting – typy kotwi

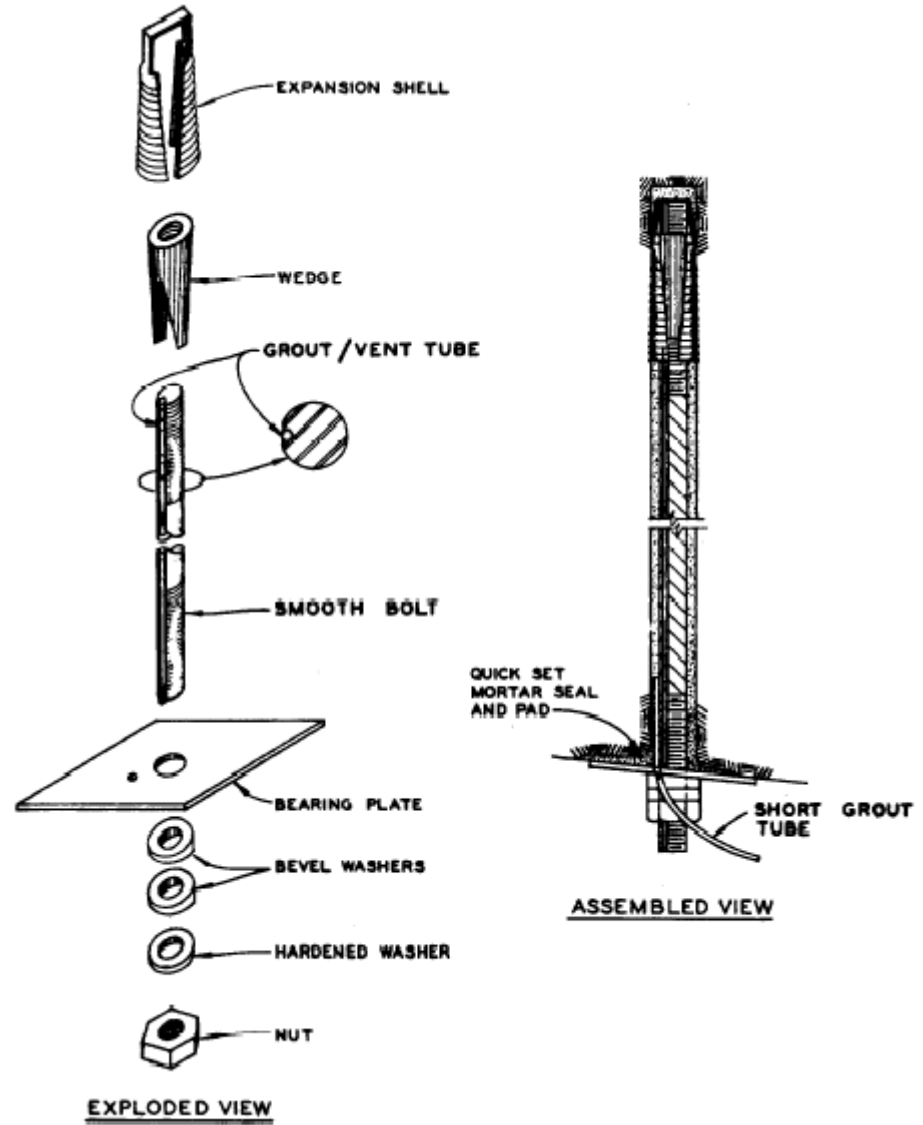
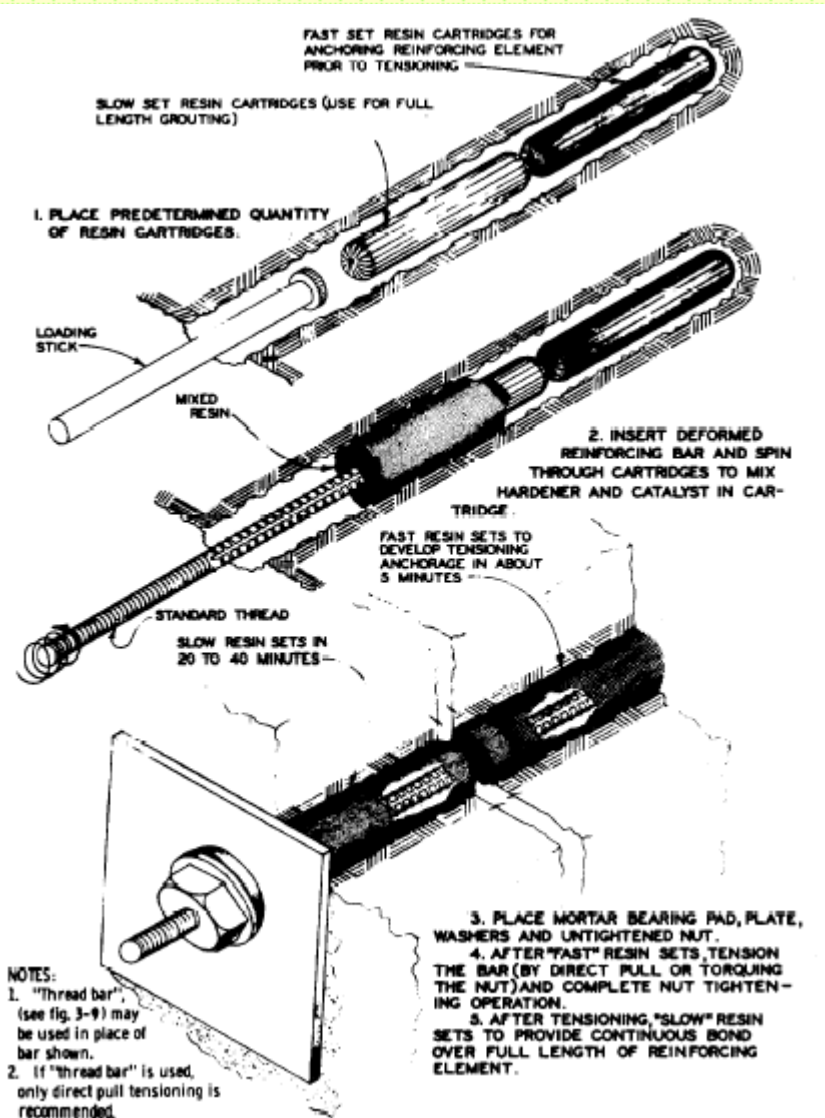


Kotew klinowa



Kotew z pierścieniem ekspansywnym

Rock bolting – typy kotwi

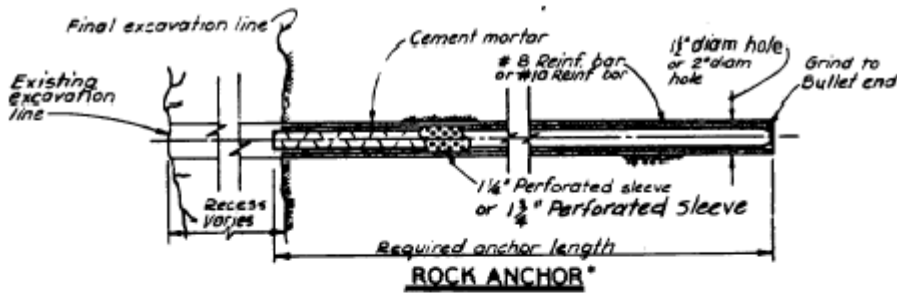


Kotwie wklejane

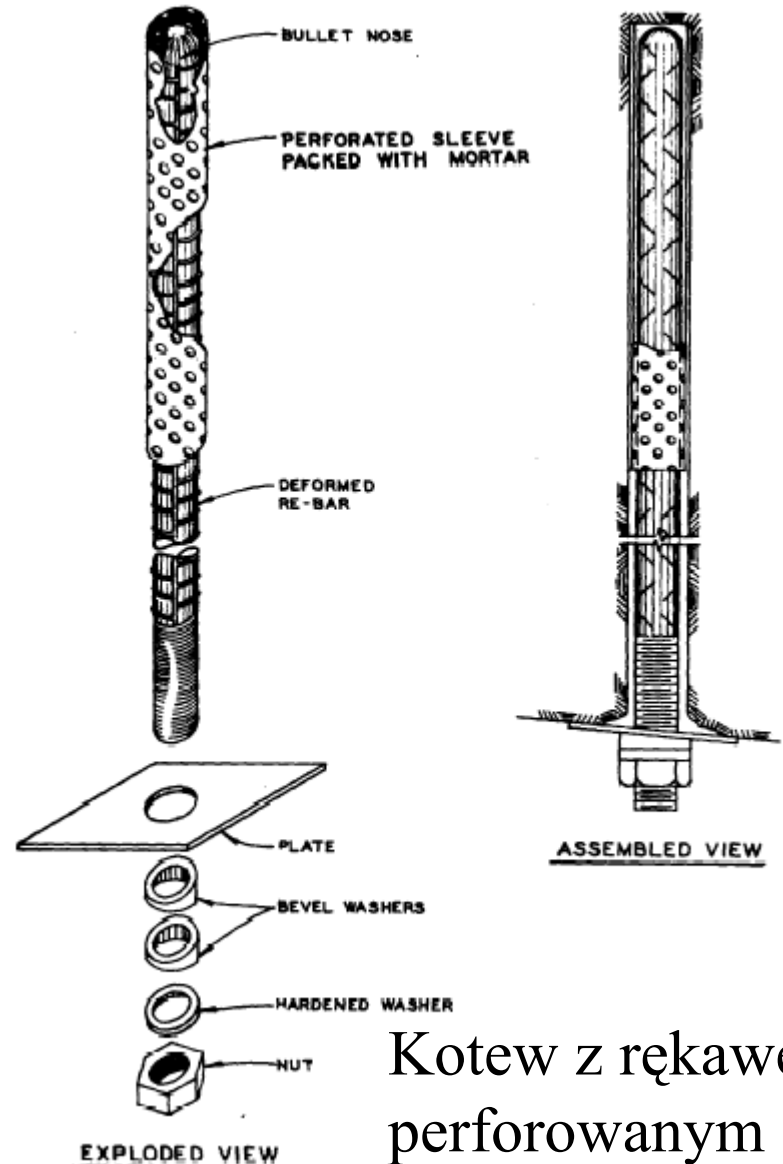
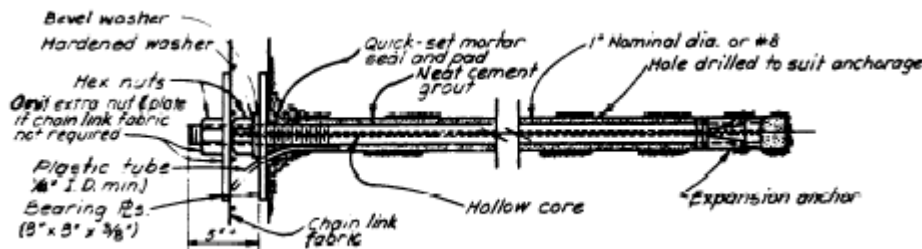
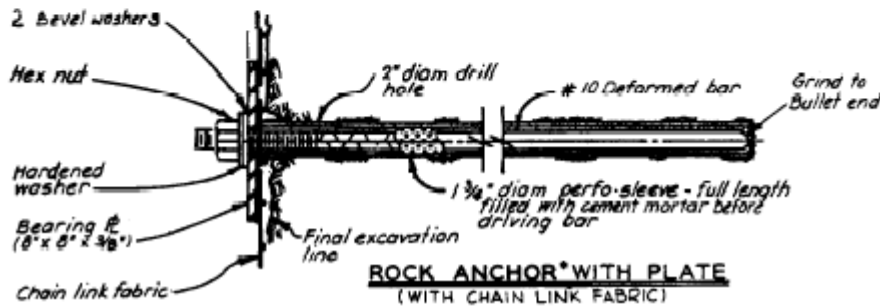


Rock bolting – typy kotwi

Feb 80

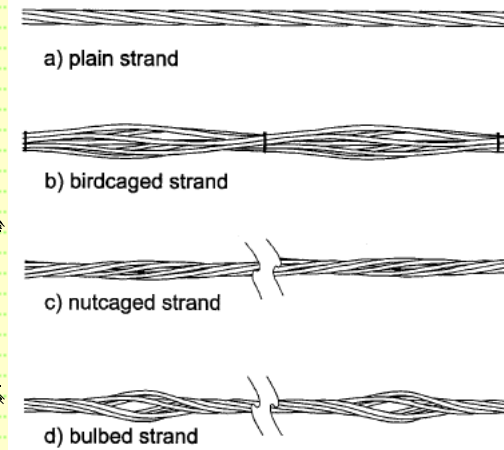
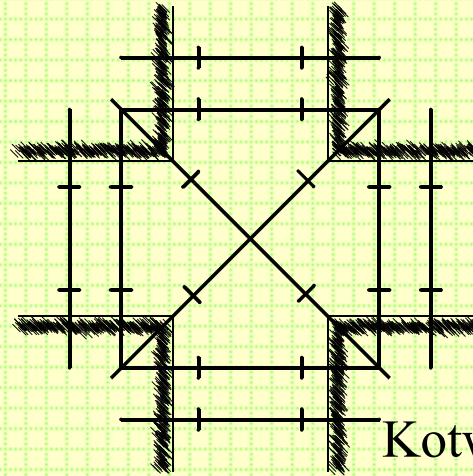
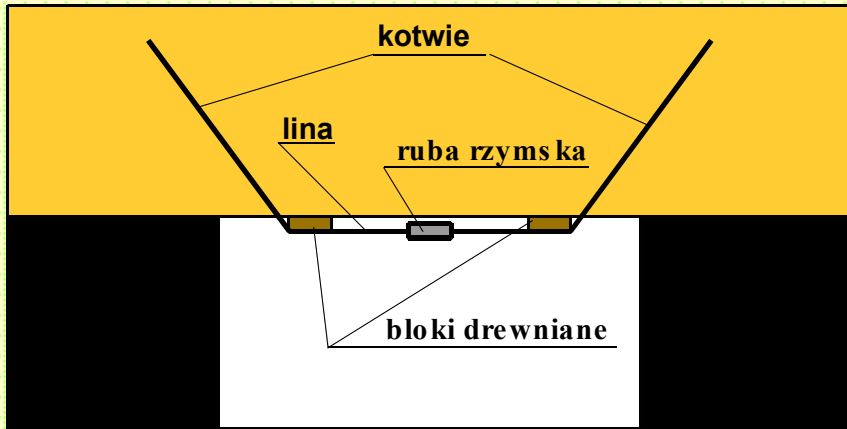


a. Without plate.



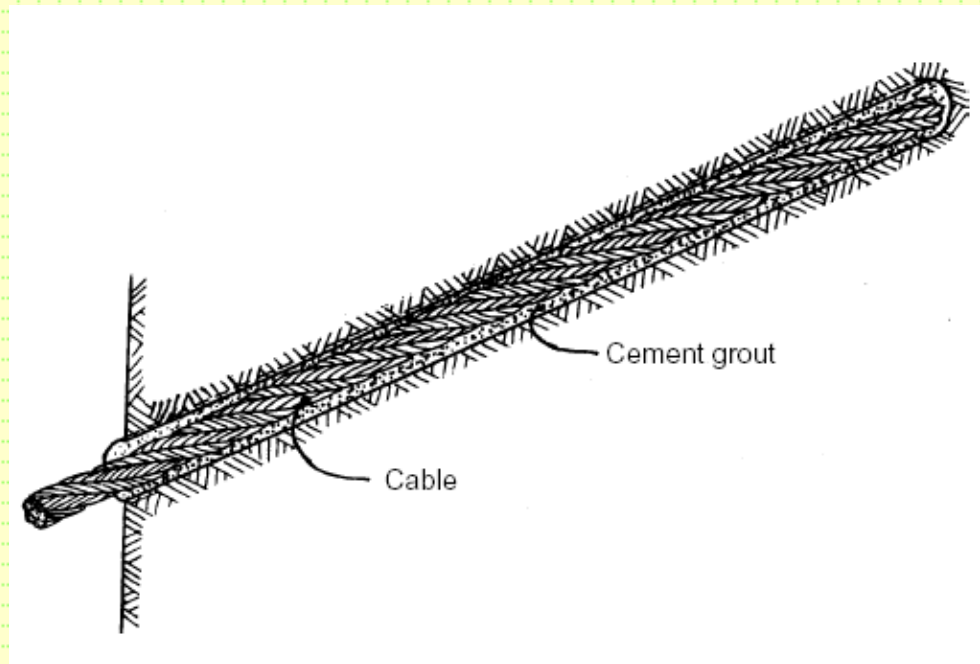
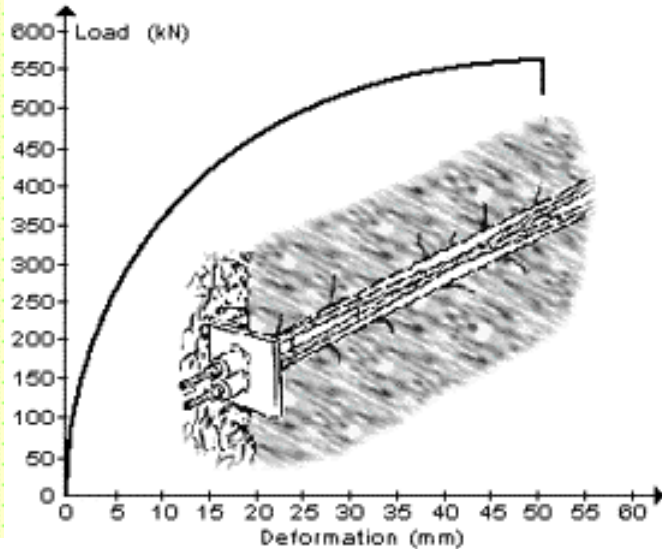
Kotew z rękawem perforowanym

Rock bolting – typy kotwi

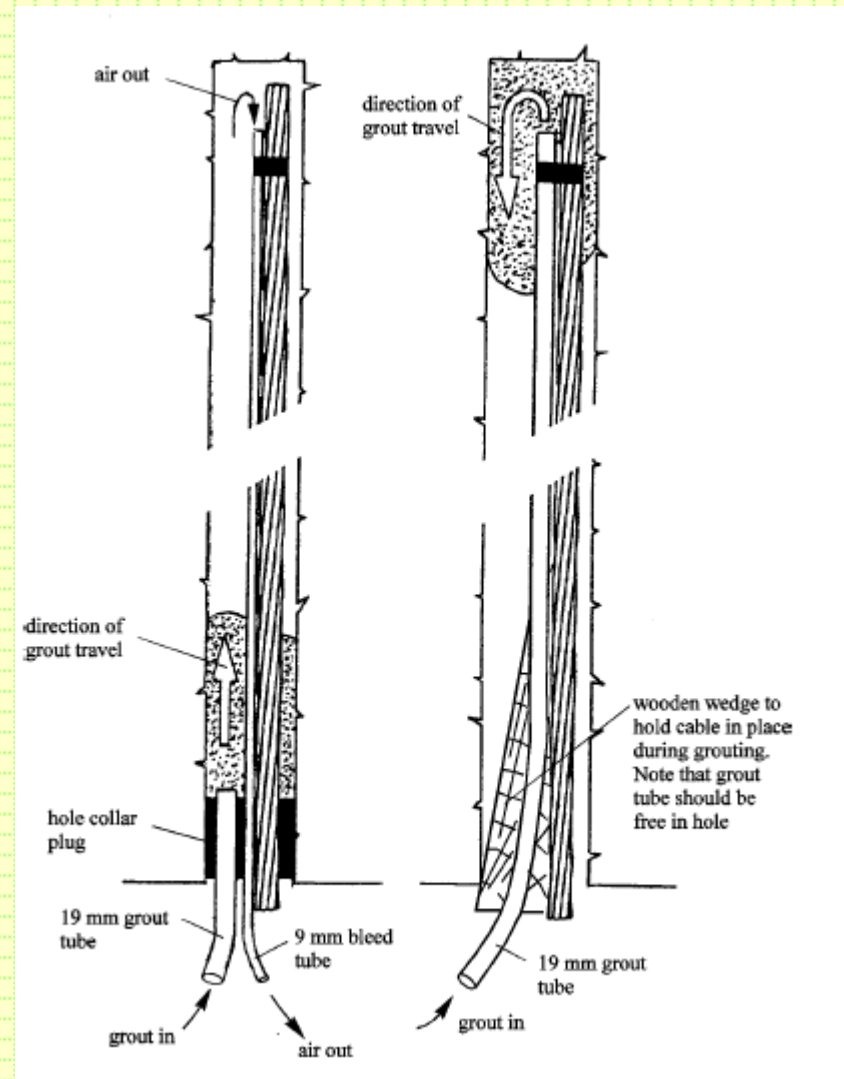


Kotwie linowe, cable bolts

System Truss

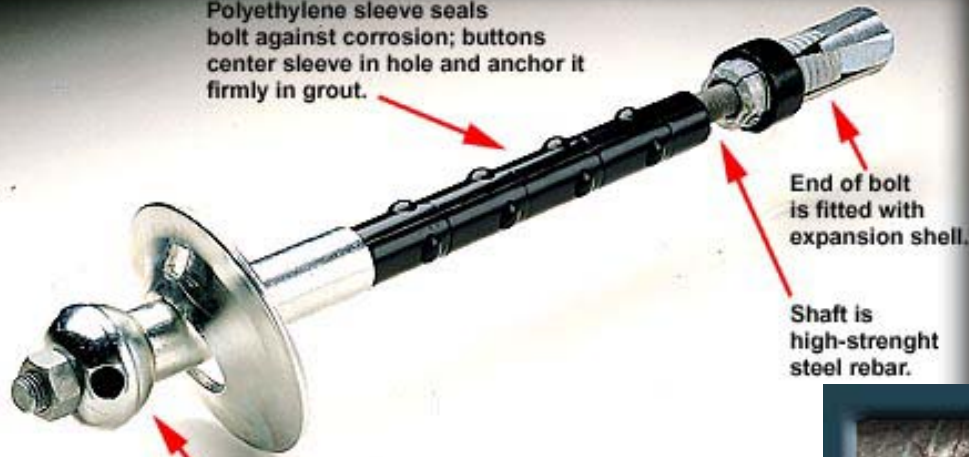


Rock bolting – typy kotwi



Rock bolting – typy kotwi

Polyethylene sleeve seals bolt against corrosion; buttons center sleeve in hole and anchor it firmly in grout.

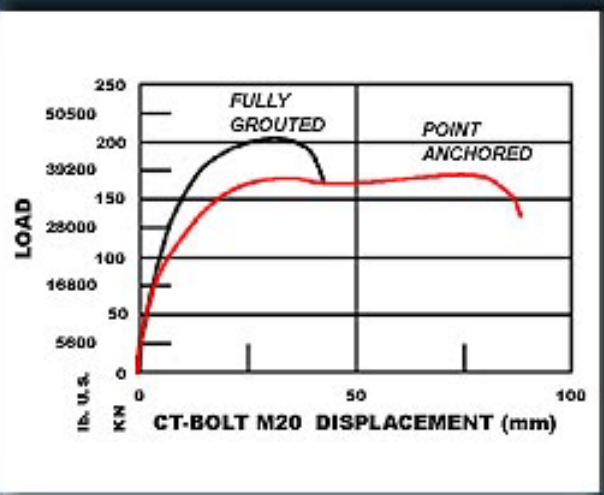
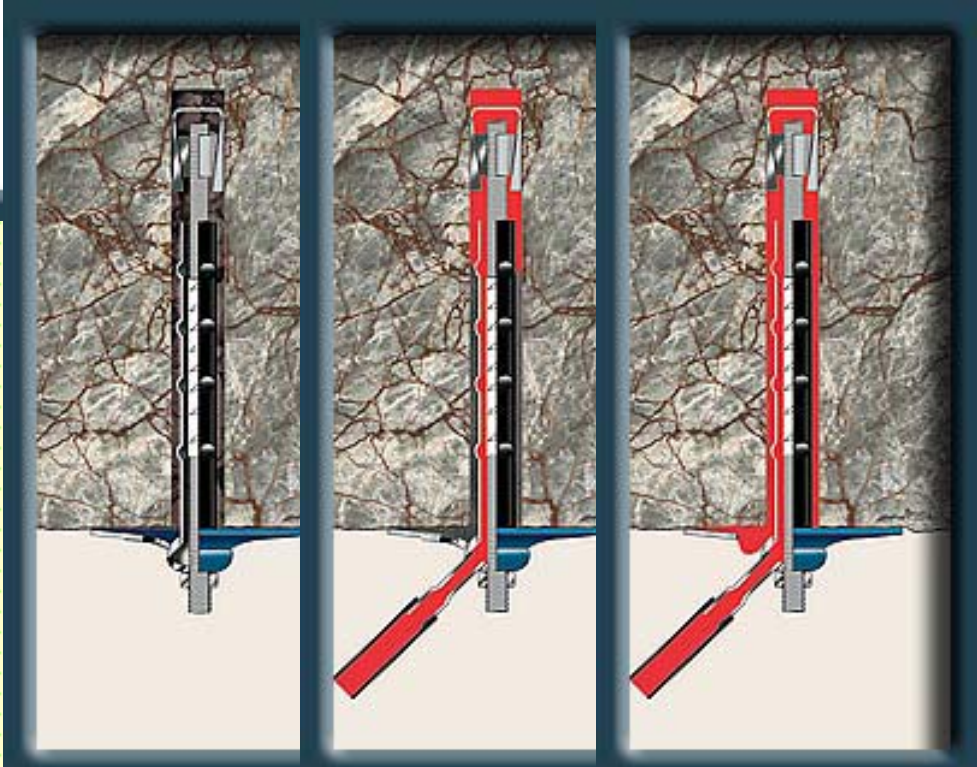


End of bolt is fitted with expansion shell.

Shaft is high-strength steel rebar.

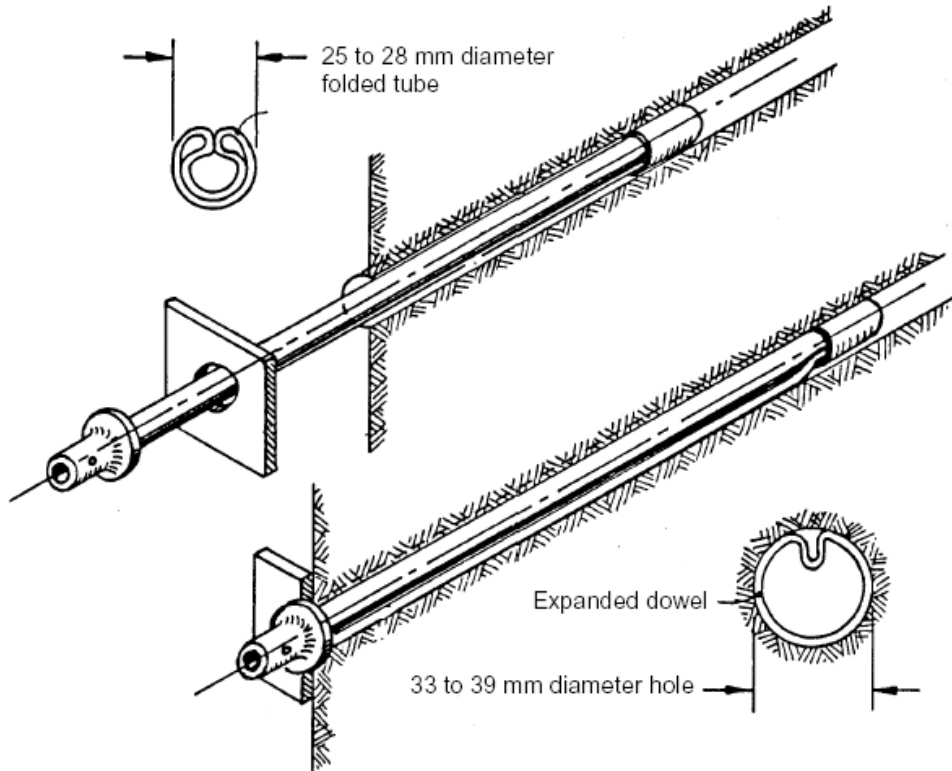
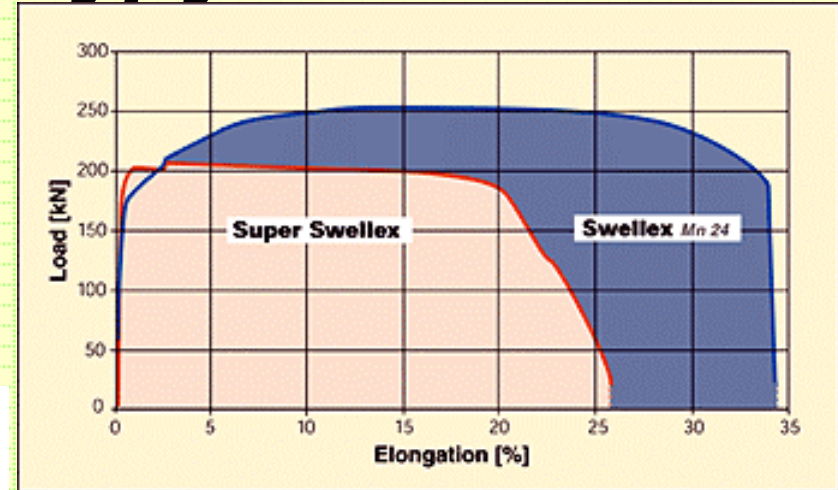
Hemispherical dome has hole for grout injection

CT-Bolt



Rock bolting – typy kotwi

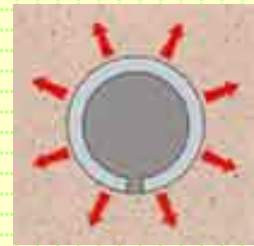
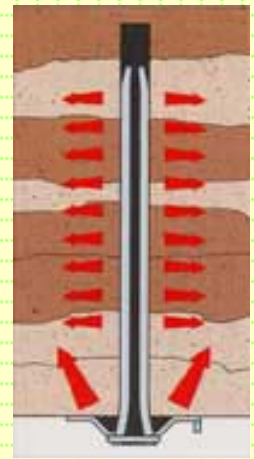
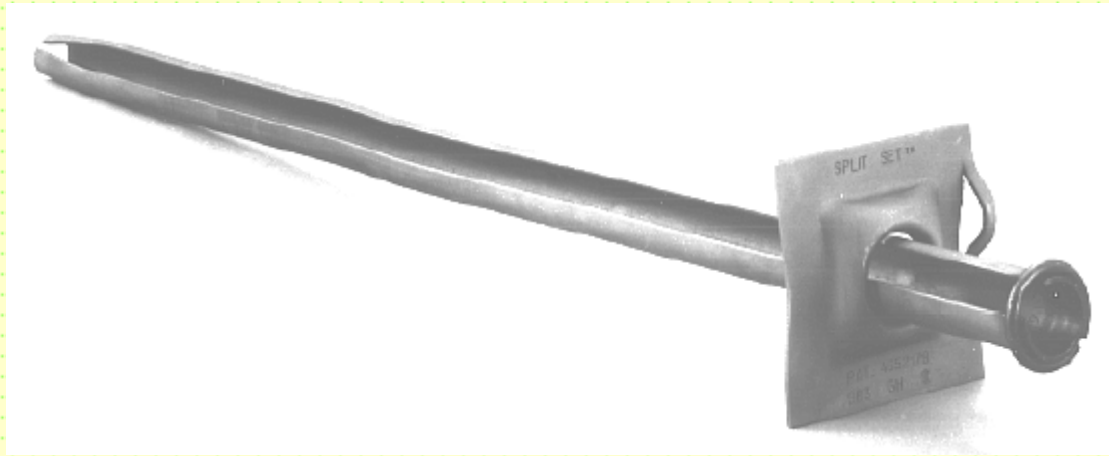
Rock Bolt type	Ultimate Load		Elongation (A5)		Work Index	
	kN	Increase	%	Increase	kN x %	Increase
Standard Swellex	100		20		2000	
Swellex Mn12	120	+20%	30	+50%	3600	+80%
Mini Swellex	120		20		2400	
Swellex Mn16	160	+33%	30	+50%	4800	+100%
Super Swellex	200		20		4000	
Swellex Mn24	240	+25%	30	+50%	7200	+80%



Kotwie Swellex



Rock bolting – typy kotwi



Kotwie Split-set

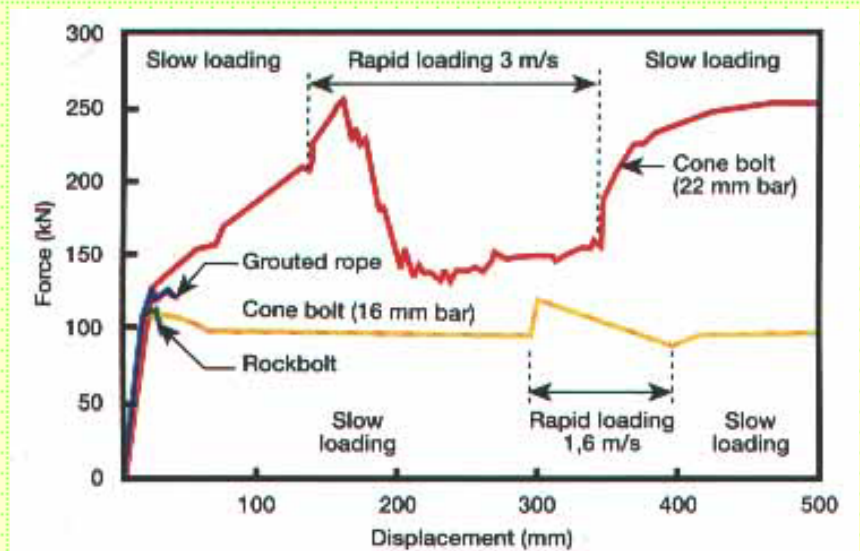


<i>Split Set stabiliser model</i>	SS-33	SS-39	SS-46
Recommended nominal bit size	31 to 33 mm	35 to 38 mm	41 to 45 mm
Breaking capacity, average	10.9 tonnes	12.7 tonnes	16.3 tonnes
minimum	7.3 tonnes	9.1 tonnes	13.6 tonnes
Recommended initial anchorage (tonnes)	2.7 to 5.4	2.7 to 5.4	4.5 to 8..2
Tube lengths	0.9 to 2.4 m	0.9 to 3.0 m	0.9 to 3.6 m
Nominal outer diameter of tube	33 mm	39 mm	46 mm
Domed plate sizes	150x150 mm 125x125 mm	150x150 mm 125x125 mm	150x150 mm
Galvanised system available	yes	yes	yes
Stainless steel model available	no	yes	no

Rock bolting – typy kotwi



Kotwie Cone-bolt

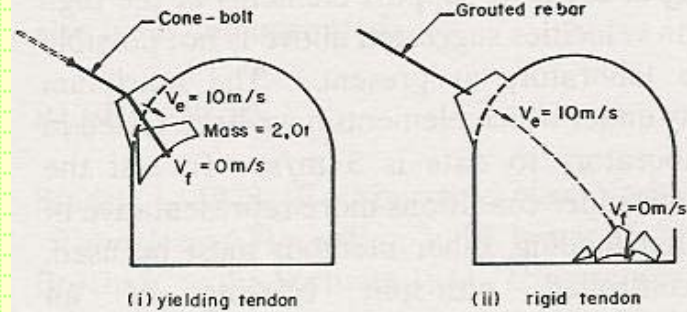


Rock bolting – typy kotwi



Kotwie Cone-bolt

a) Energy consideration for ejection of single block



b) Deformational energy absorbed by tendons

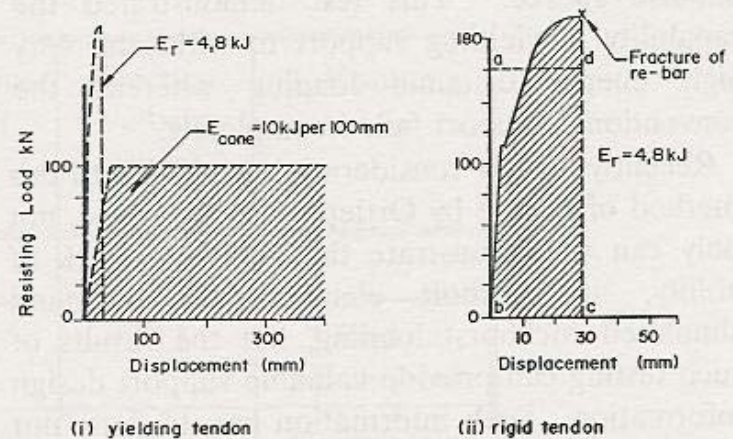
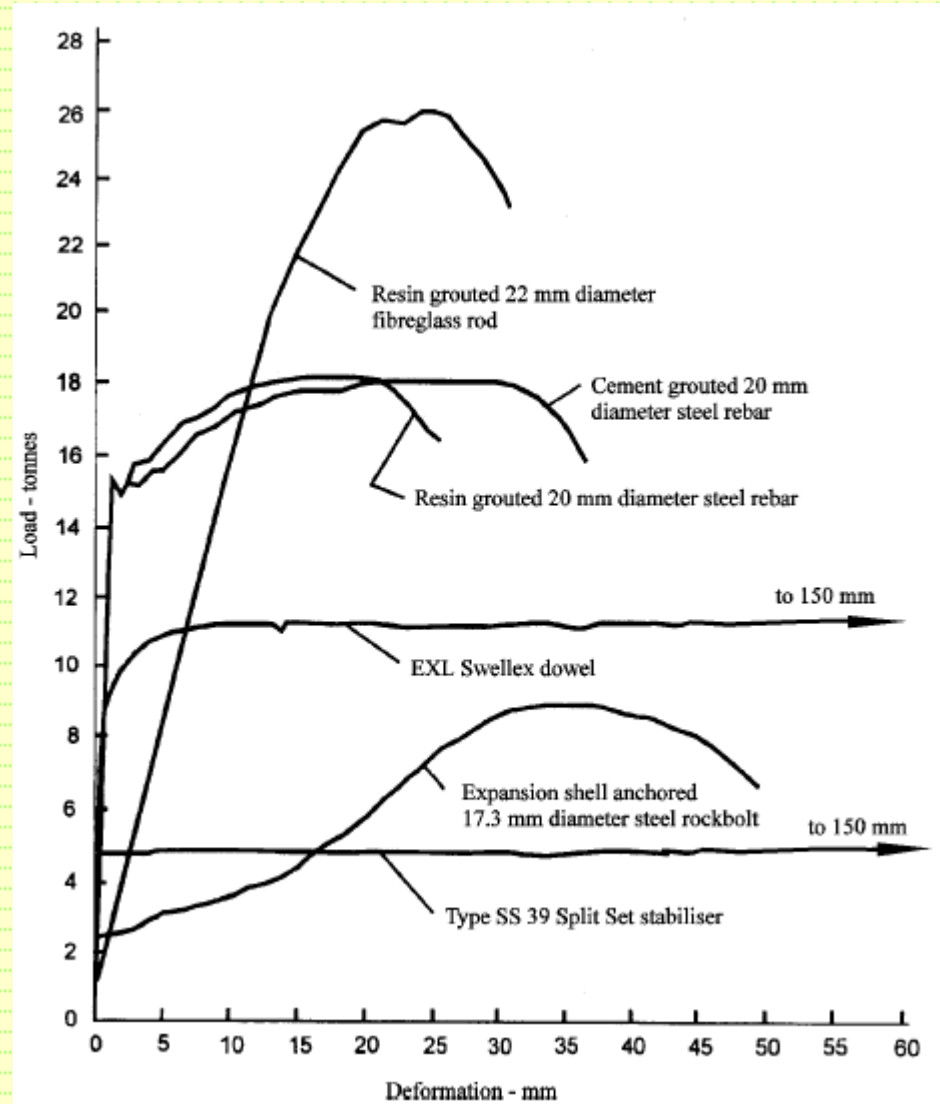
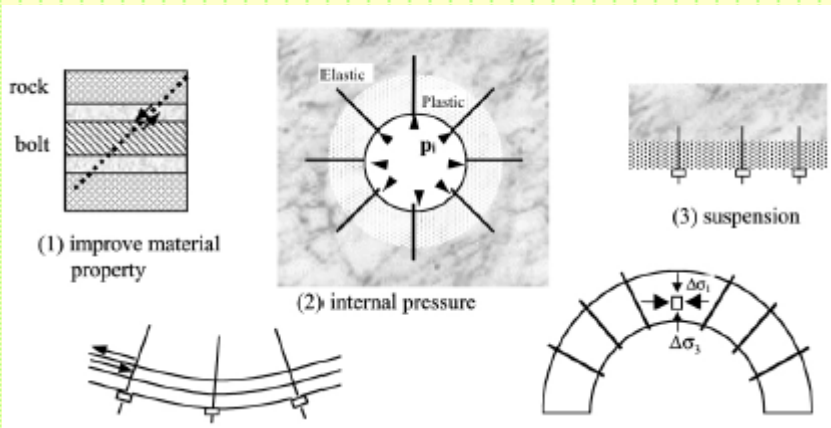


Figure 5. Simple dynamic analysis of ejection model of rockburst

Rock bolting – pull out test

Próba wyrywania kotwi



Rock bolting – Boltometer

The Boltometer, an instrument for non-destructive testing of grouted rock bolts, is an invention of Geodynamik and has been in use since 1980. The Boltometer is designed for full bar anchors with diameters between 20 and 30 mm preferably. From the beginning the instrument was used on cement grouted bolts only, but it has been found that it works also on polyester and some other resin grouts. The Boltometer still is the only instrument of its type world-wide.



The general principle of the Boltometer is rather simple to explain. Via a sensor with piezoelectric crystals, elastic waves (compressional and flexural waves) are transmitted to the bolt. The waves propagate through the bolt, reflect at the inner end and the echo is received by the sensor.

Good grouting makes most or all of the wave energy to disappear into the rock, leaving a small or zero echo to the sensor. Insufficient grouting will result in a distinct echo, easy to read from the paper printout.

Rock bolting – Boltometer

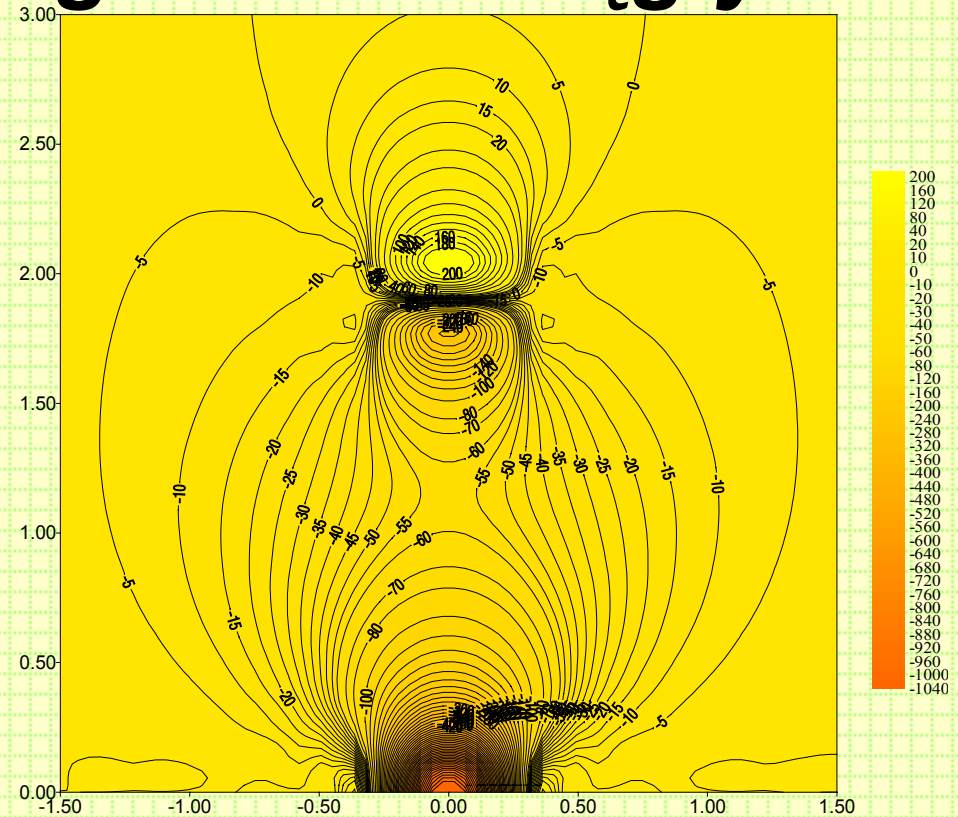
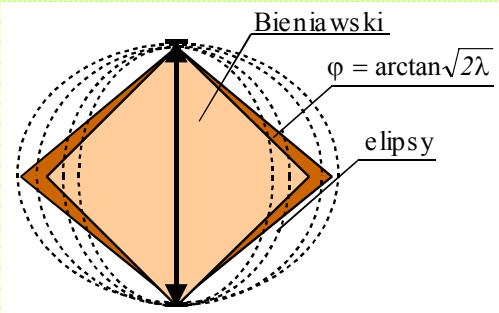
Consequently, the Boltometer indicates reliably any bad grouting but cannot tell whether the grout is good or very good.

The penetration length of the instrument depends on the type or density of the grout. Polyester resin used with two component cartridges will permit a penetration of almost 10 m, very often giving indication of the number of cartridges which cause small echoes. Cement grout can be penetrated from 5 m (w/c-ratio 0.5) to 1.0 m (w/c-ratio 0.28). Epoxy grout and thermoplastic has a penetration length of about 1 m.

From the above principle you will understand that the Boltometer does not work on strand anchors or cable bolts, because no elastic waves can be transmitted through that type of bolt. The Boltometer requires also a certain difference in impedance between grout and surrounding rock, i.e. bad rock and good grout might result in no echo.



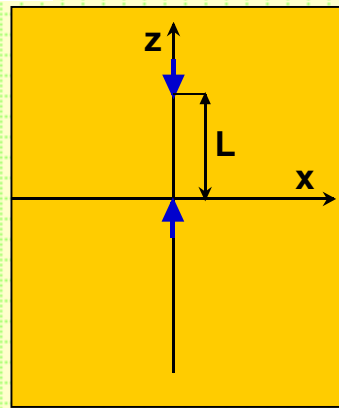
Rock bolting – górotwór ciągły



$$R^2 = x^2 + z^2$$

$$R_1^2 = x^2 + (z - L)^2$$

$$R_2^2 = x^2 + (z + L)^2$$



$$\sigma_z = \frac{P}{8\pi(1-\nu)} \left[-\frac{(1-2\nu)(z-L)}{R_1^3} + \frac{(1-2\nu)(z+L)}{R_2^3} - \frac{3(z-L)^3}{R_1^5} \right] +$$

$$\frac{P}{8\pi(1-\nu)} \left[-\frac{3(3-4\nu)z(z+L)^2 - 3L(z+L)(5z-L)}{R_2^5} - \frac{30Lz(z+L)^3}{R_2^7} \right] + \frac{3P}{2\pi} \frac{z^3}{R^5}$$



Rock bolting – górotwór ciągły



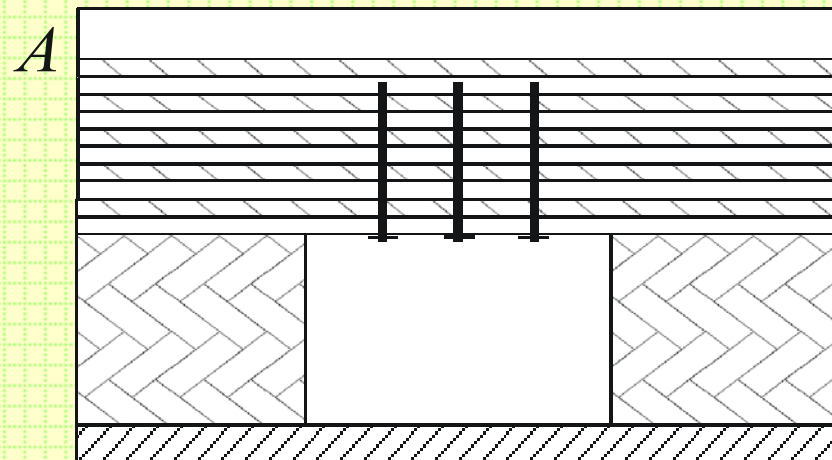
Kotwie zapobiegają obniżeniu się parametrów wytrzymałościowych i odkształceniowych górotworu w tej strefie i w ten sposób powodują zmniejszenie jej zasięgu.

Procedura określania długości kotwi oraz odległości pomiędzy nimi przedstawia się następująco: długość kotwi powinna sięgać poza przewidywaną zależną od czasu strefę zniszczenia wokół tunelu

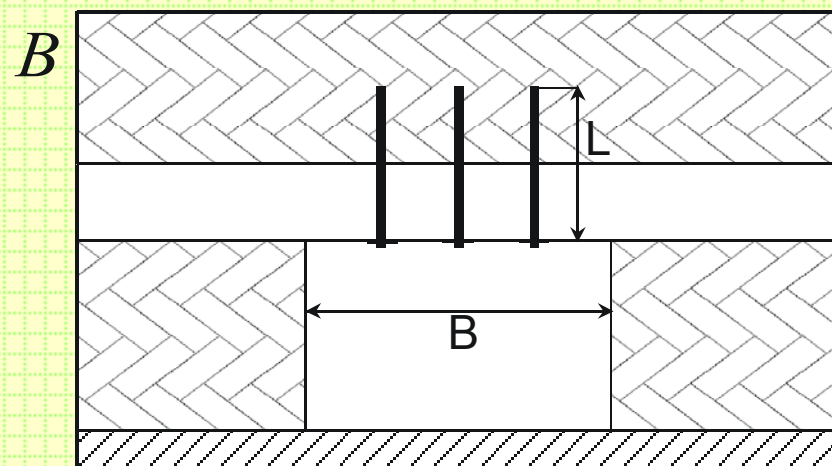
Rock bolting – górotwór uwarstwiony

Najczęściej w Polsce spotyka się górotwór złożony z układu warstw skalnych o zdecydowanie różnych właściwościach wytrzymałościowych i odkształceniowych.

Wynika to z samego rodzaju skał występujących na terenie Polski objętym działalnością górniczą - w większości mamy tutaj do czynienia ze skałami osadowymi. Dla matematycznego opisu takiego górotworu możemy wykorzystać teorię płyt i belek.



Spinning warstw słabych



Przypinanie warstwy słabej do warstwy mocniejszej

Rock bolting – górotwór uwarstwiony

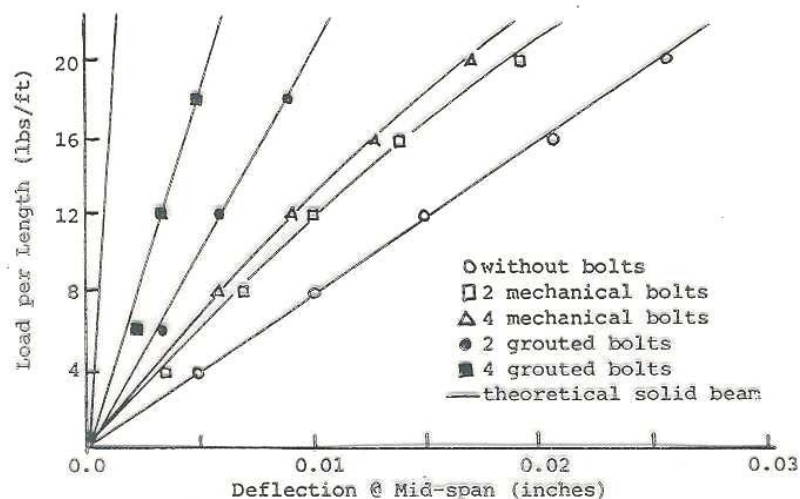
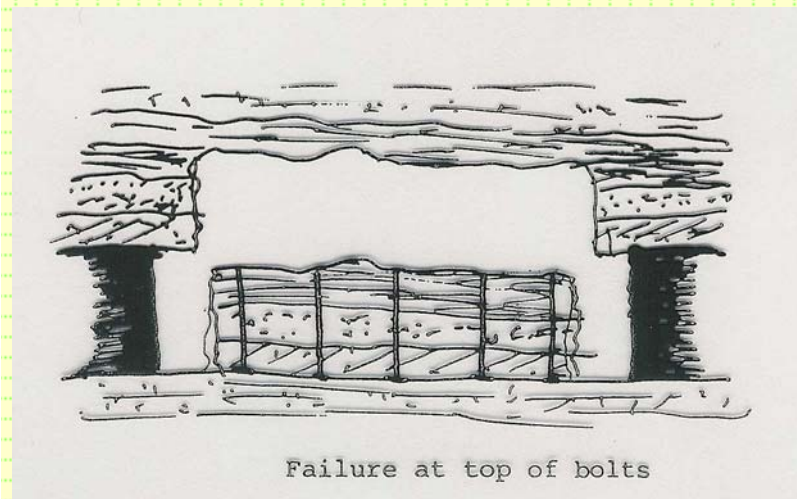
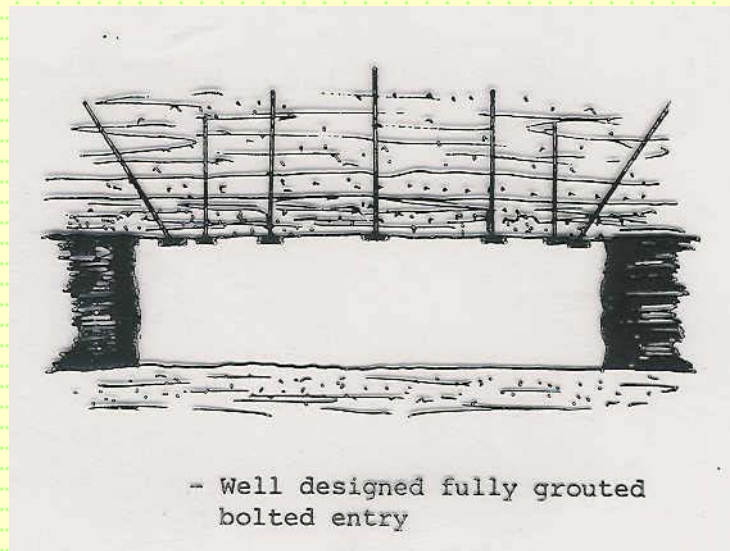
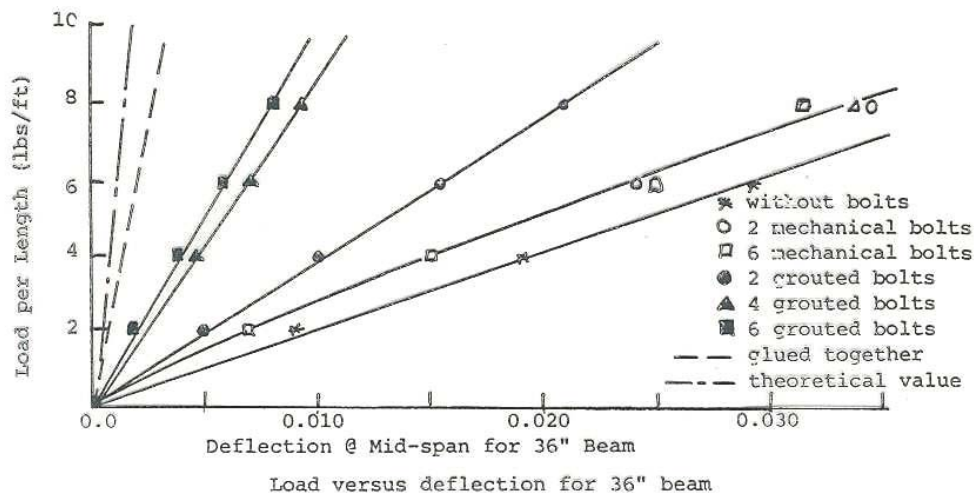
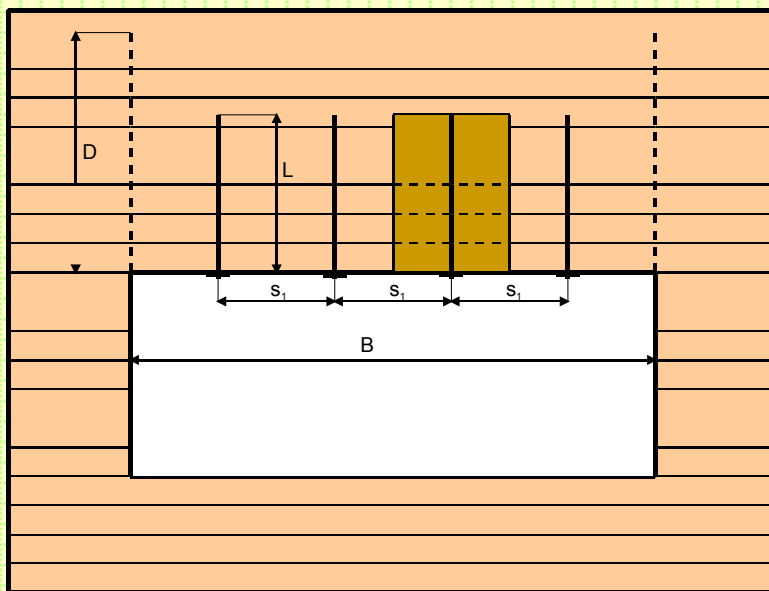


FIGURE 2 - Load versus deflection for 24" beam

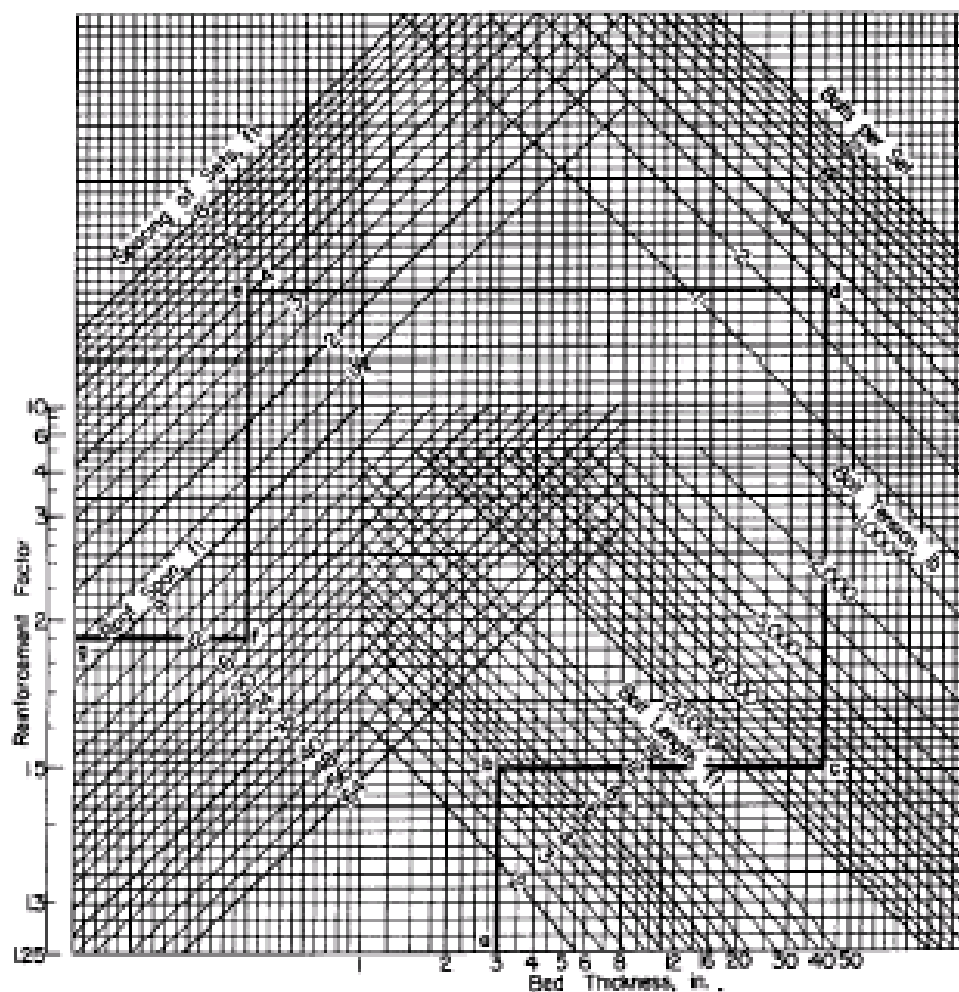


Rock bolting – górotwór uwarstwiony



Koncepcja Langa,

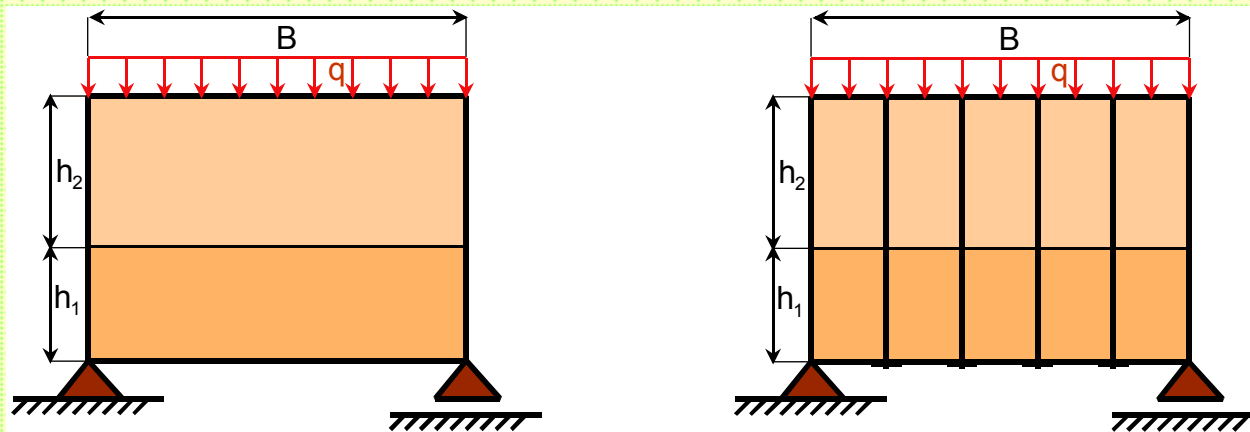
RRU – *Reinforced Rock Unit*



Nomogram Panka, 1954
$$RF = \frac{\sigma_{\max n}}{\sigma_{\max b}} = \frac{\epsilon_{\max n}}{\epsilon_{\max b}}$$



Rock bolting – górotwór uwarstwiony



Maksymalny moment gnący:

$$M_{max} = \frac{qB^2}{8}$$

Maksymalne naprężenia rozciągające:

$$\sigma_{max} = \frac{3}{4} \frac{qB^2}{(h_1^2 + h_2^2)}$$

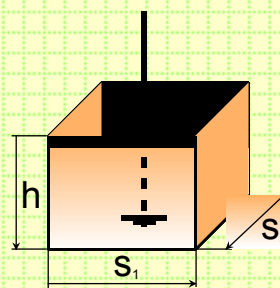
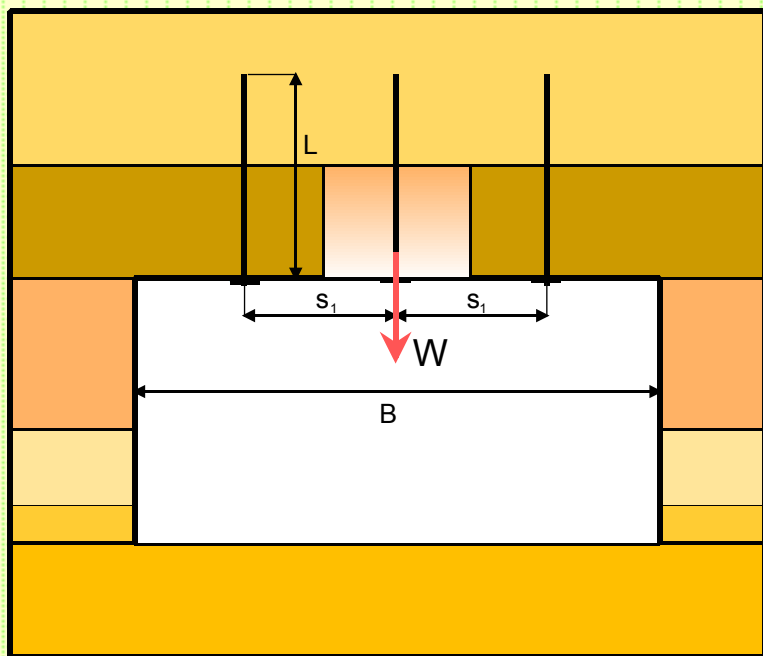
$$\sigma_{max}^b = \frac{3}{4} \frac{qB^2}{(h_1 + h_2)^2}$$

$$\frac{\sigma_{max}^b}{\sigma_{max}} = \frac{h_1^2 + h_2^2}{(h_1 + h_2)^2}$$

dla: $h_1 = h_2 = h$

$$\frac{\sigma_{max}^b}{\sigma_{max}} = \frac{1}{2}$$

Rock bolting – górotwór uwarstwiony



$$L = h + (0.5 \div 0.75)$$

$$W = n \cdot s_1 \cdot s_2 \cdot h \cdot \rho$$

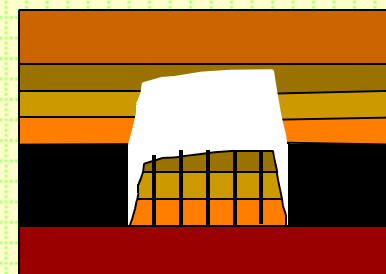
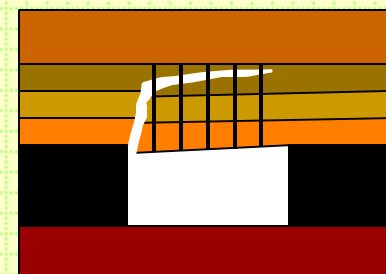
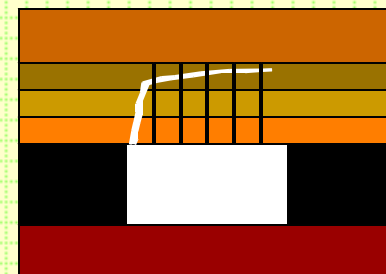
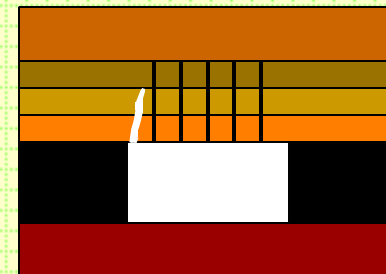
n - współczynnik bezpieczeństwa
(Stillborg, 1986 zaleca $1.5 \leq n \leq 3$)

Podwieszenie słabszej warstwy
górotworu do mocniejszej
(Stillborg, 1986)

Rock bolting – górotwór uwarstwiony

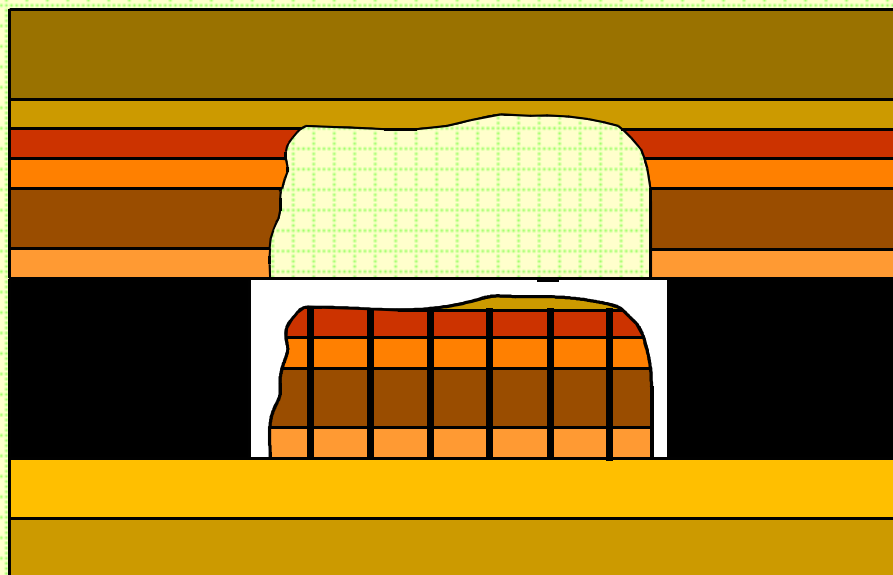
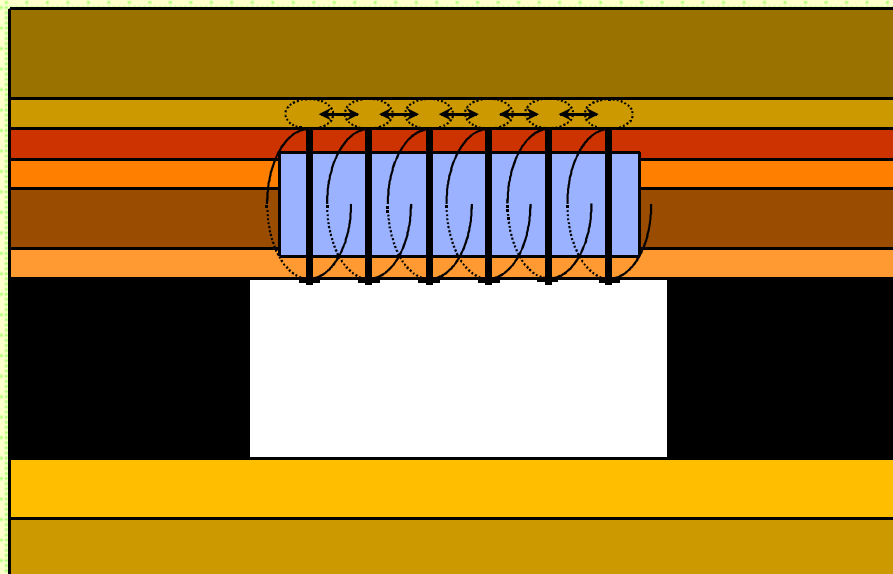
Unrug (1994 i 1996) opisuje rzeczywisty przypadek jaki zaistniał w jednej z amerykańskich kopalń węgla kamiennego. Strop wyrobiska składający się z uwarstwionych łupków skotwiono za pomocą kotwi zabudowanych prostopadle do uwarstwienia o długości 0.9 m. Odnotowano zawał całej skotwionej belki stropowej. Po zwiększeniu długości kotwi do 1.2 m, a następnie do 1.5 m odnotowano odpowiednio występowanie zawałów stropów o miąższości 1.2 m i 1.5 m. Po zabudowaniu w stropie wyrobiska na przemian kotwi o długości 0.9 m oraz 1.2 m nie stwierdzono występowania zawałów stropu.

Kolejne fazy rozwarstwienia
skotwionego stropu (Kripakov, 1982)



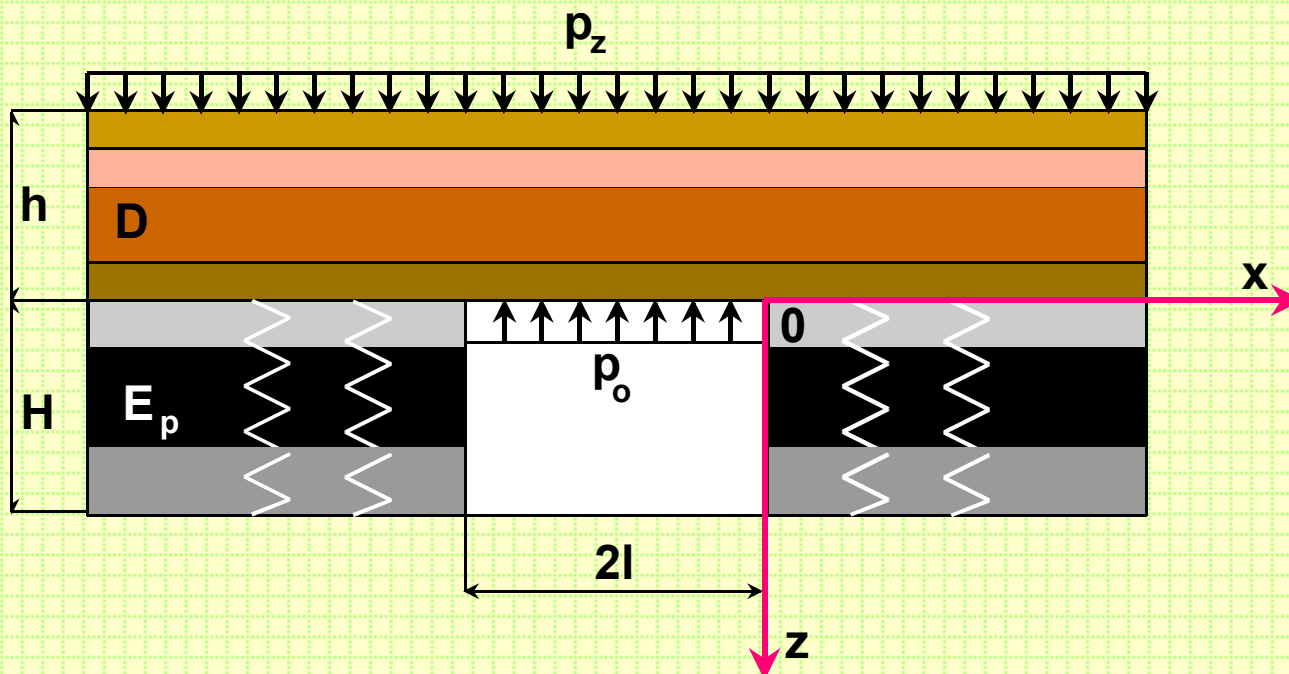
Rock bolting – górotwór uwarstwiony

W przypadku górotworu uwarstwowanego, na skutek kotwienia, za pomocą kotwi o równej długości, może wystąpić rozwarstwienie górotworu spowodowane m.in. występowaniem stref naprężeń rozciągających w rejonie głowicy kotwi



Opad skotwionej belki skalnej (Syder, 1984)

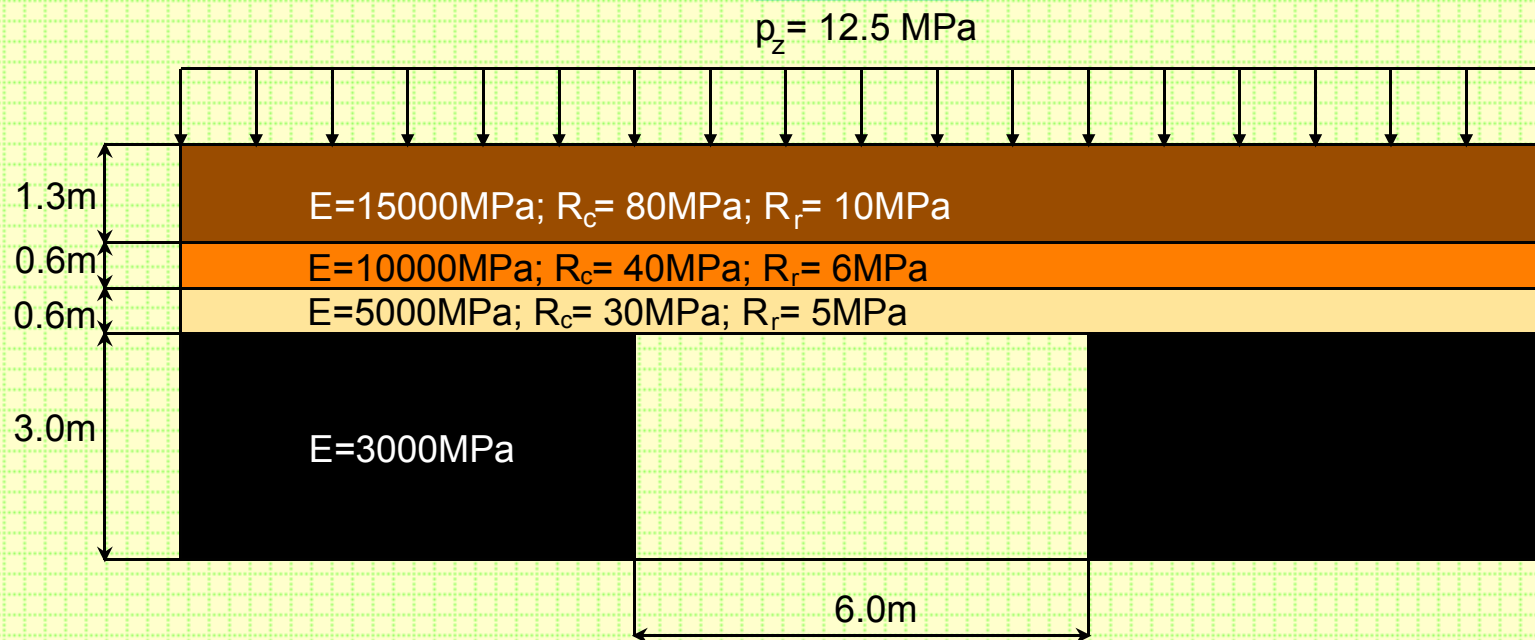
Rock bolting – górotwór uwarstwiony



$$\frac{d^4 z}{dx^4} - \frac{k_1 h^2 c(1 + \nu)}{6D} \frac{d^2 z}{dx^2} + \frac{c}{D} z = \frac{p_z}{D}$$

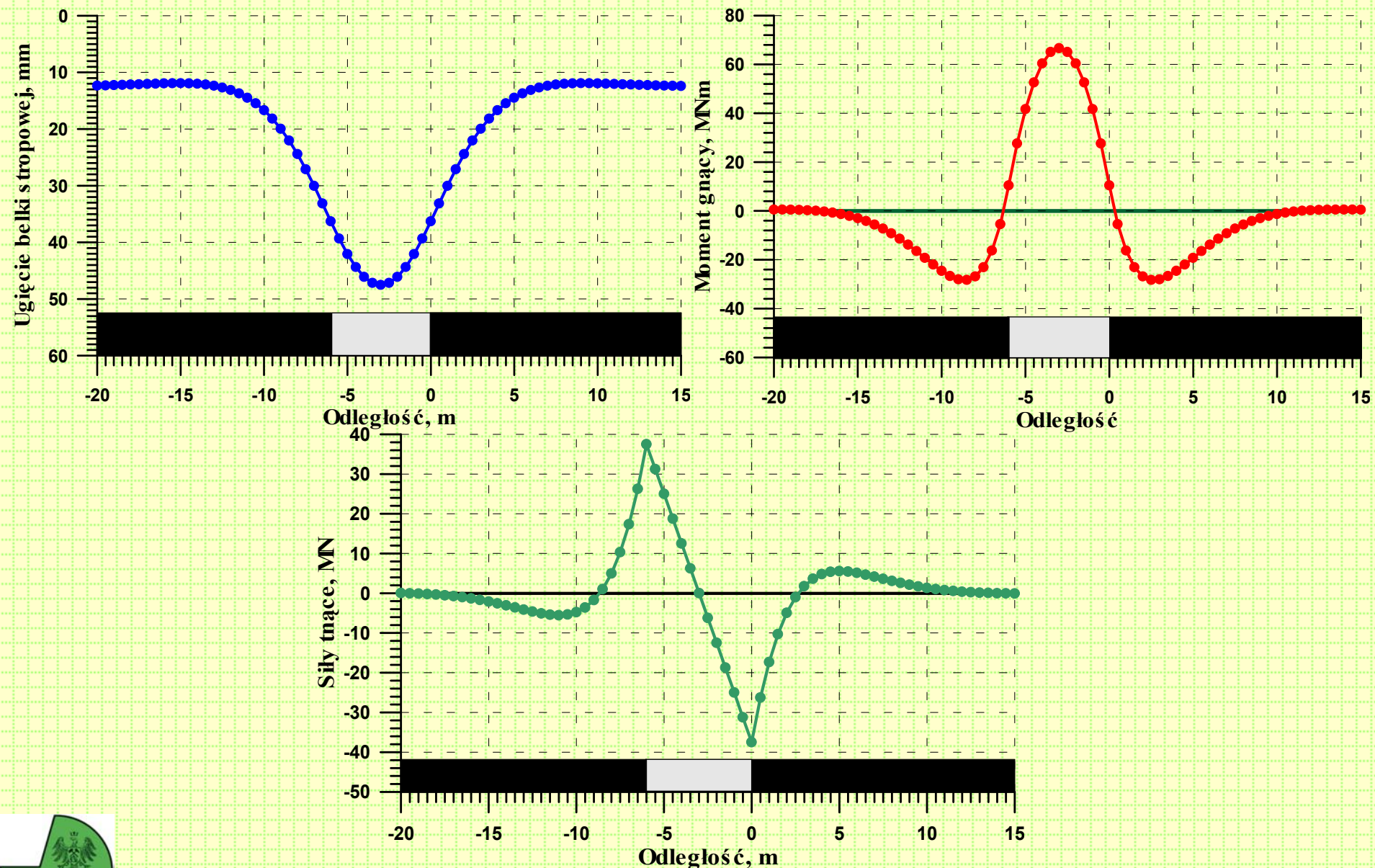
Równanie różniczkowe linii ugięcia belki uwzględniające działanie zarówno momentu gnącego jak i siły tnącej

Rock bolting – górotwór uwarstwiony

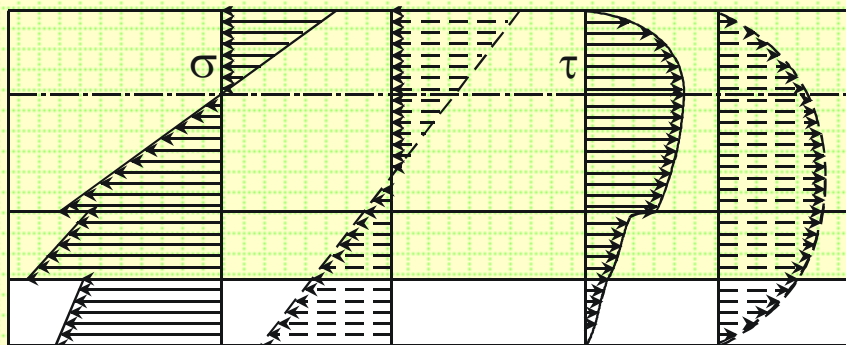


Prostokątny tunel ma szerokość 6 m i wysokość 3 m. W stropie tunelu zalega warstwa skalna o miąższości 0.6 m i module Younga równym 5000 MPa, powyżej zalega warstwa skalna o takiej samej miąższości i module Younga równym 10000 MPa. Ponad nimi zalega gruba warstwa skalna o module Younga równym 15000 MPa. Założono, że w stropie tunelu na skutek skotwienia utworzyła się belka skalna o miąższości 2.5 m. Tunel zalega na głębokości 600 m - stąd przyjęto obciążenia pionowe belki stropowej równe 12.5 MPa.

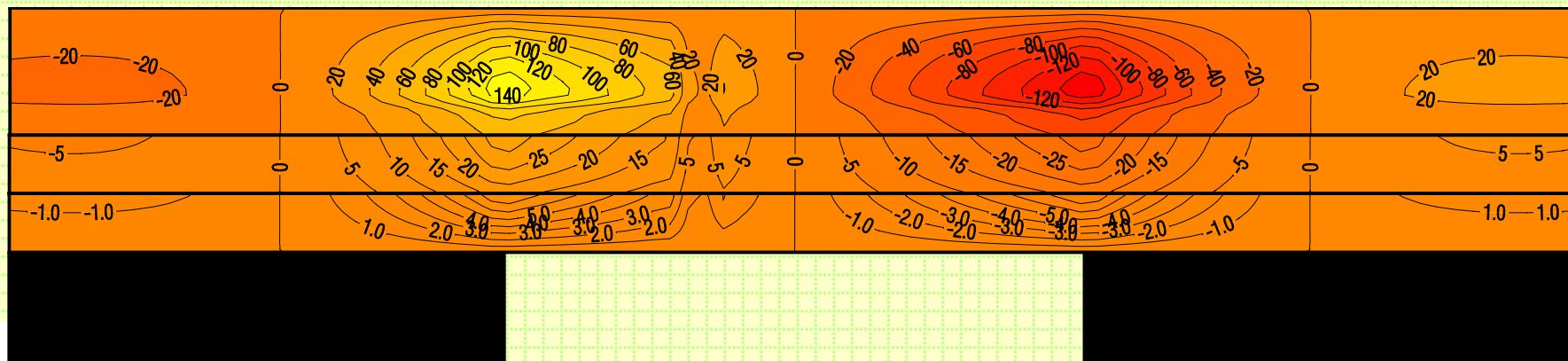
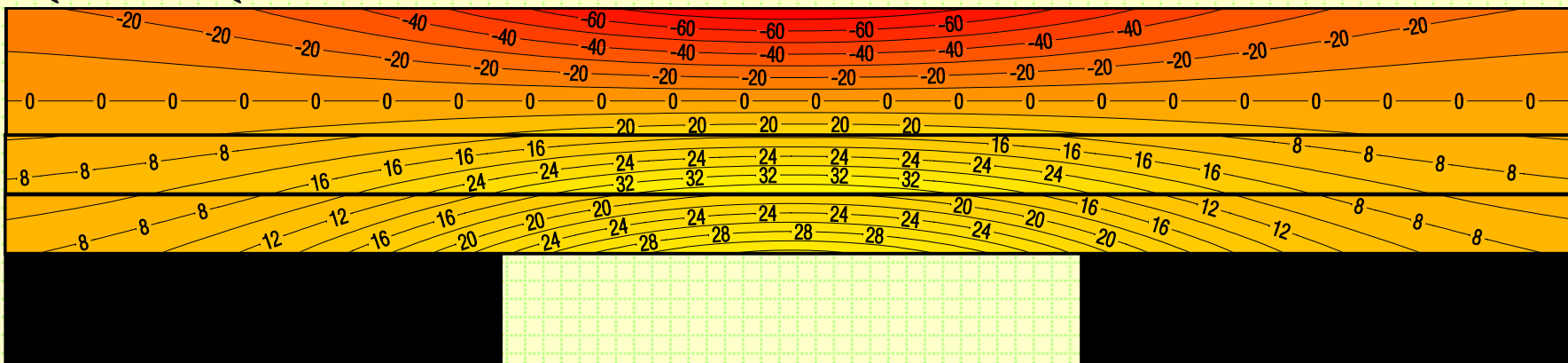
Rock bolting – górotwór uwarstwiony



Rock bolting – górotwór uwarstwiony

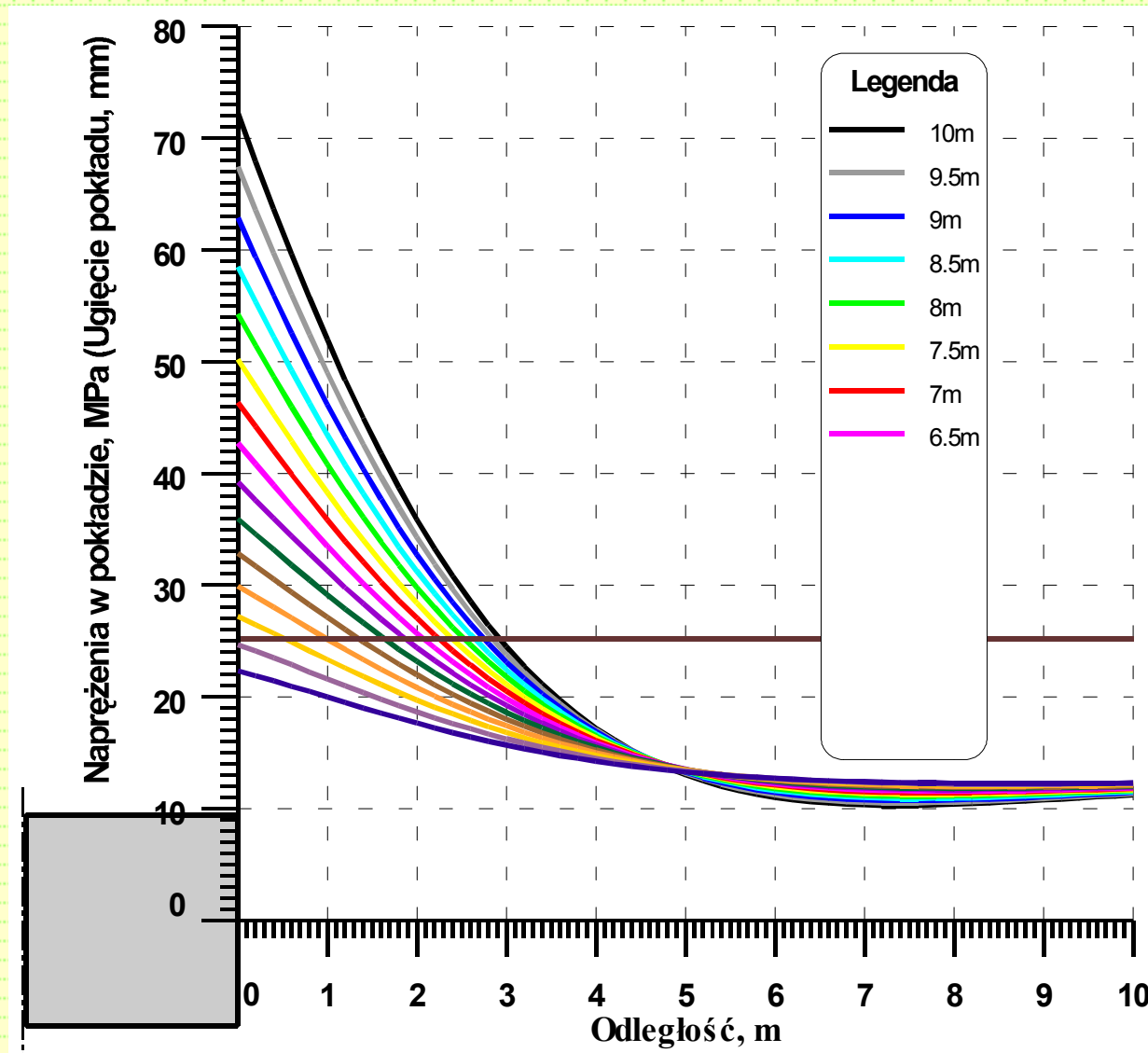


Rozkład naprężeń normalnych i stycznych w analizowanej uwarstwionej belce stropowej

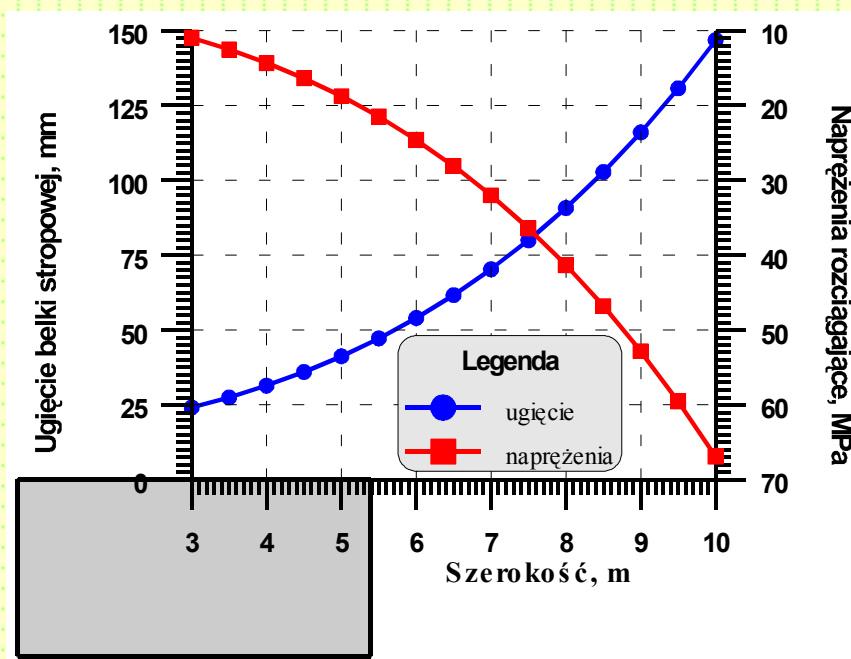
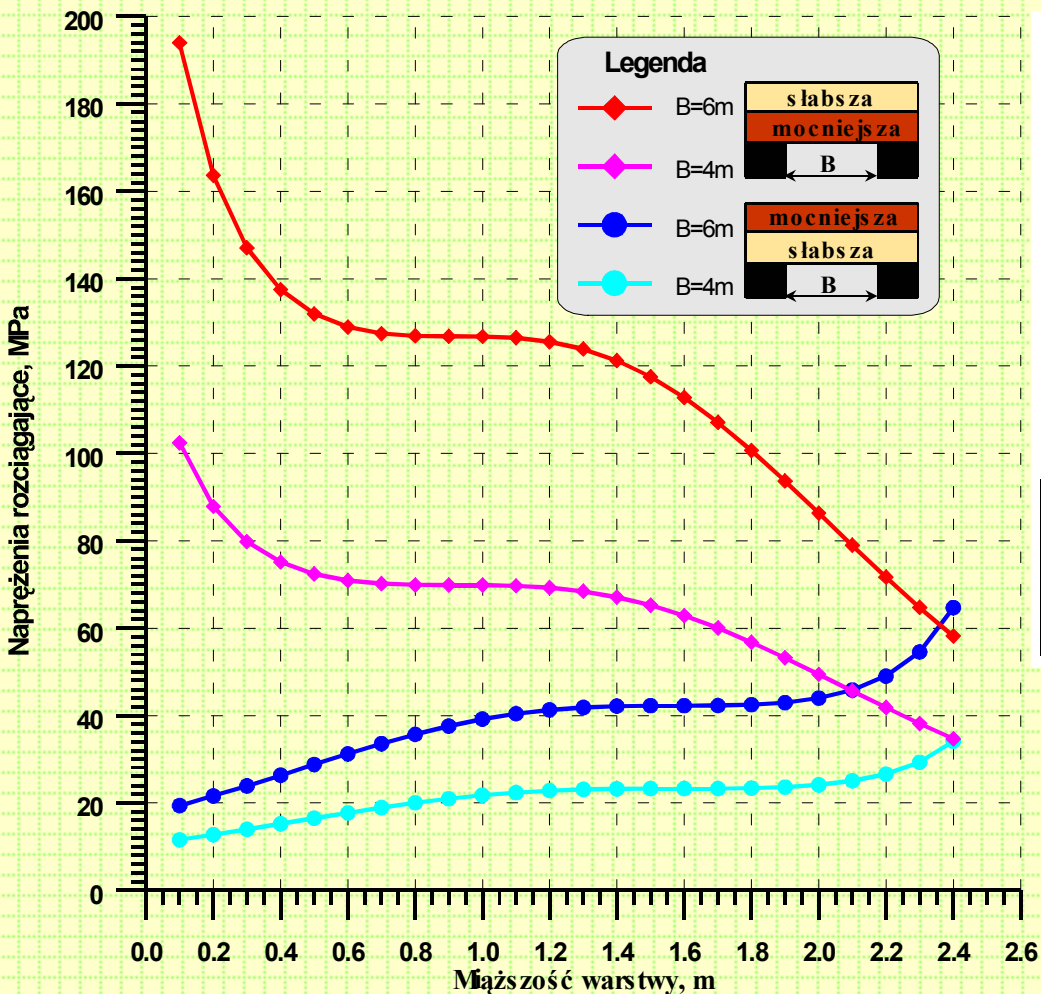


Rock bolting – górotwór uwarstwiony

Naprężenia w sprężystym podłożu w funkcji szerokości tunelu



Rock bolting – górotwór uwarstwiony



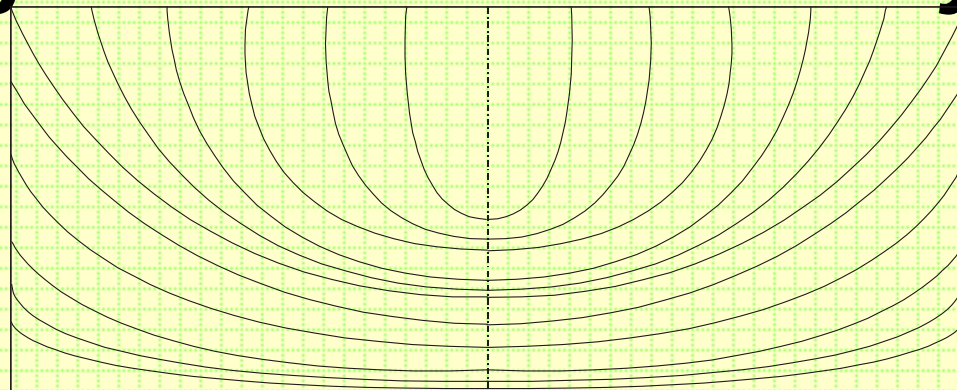
Maksymalne ugięcie belki stropowej oraz napężenia rozciągające w środku wyrobiska w funkcji szerokości tunelu

Maksymalne napężenia rozciągające w uwarstwionej belce stropowej w zależności od wzajemnego zalegania warstwy słabszej i mocniejszej oraz od szerokości tunelu



Rock bolting – górotwór uwarstwiony

Na podstawie rozkładu trajektorii naprężeń głównych w stropie tunelu jesteśmy w stanie określić kąty nachylenia poszczególnych kotwi tak, aby ich położenie jak najlepiej pokrywało się z kierunkami działań naprężeń rozciągających. Przykładowy rozkład trajektorii naprężeń głównych w belce stropowej tunelu jest pokazany na rysunku.



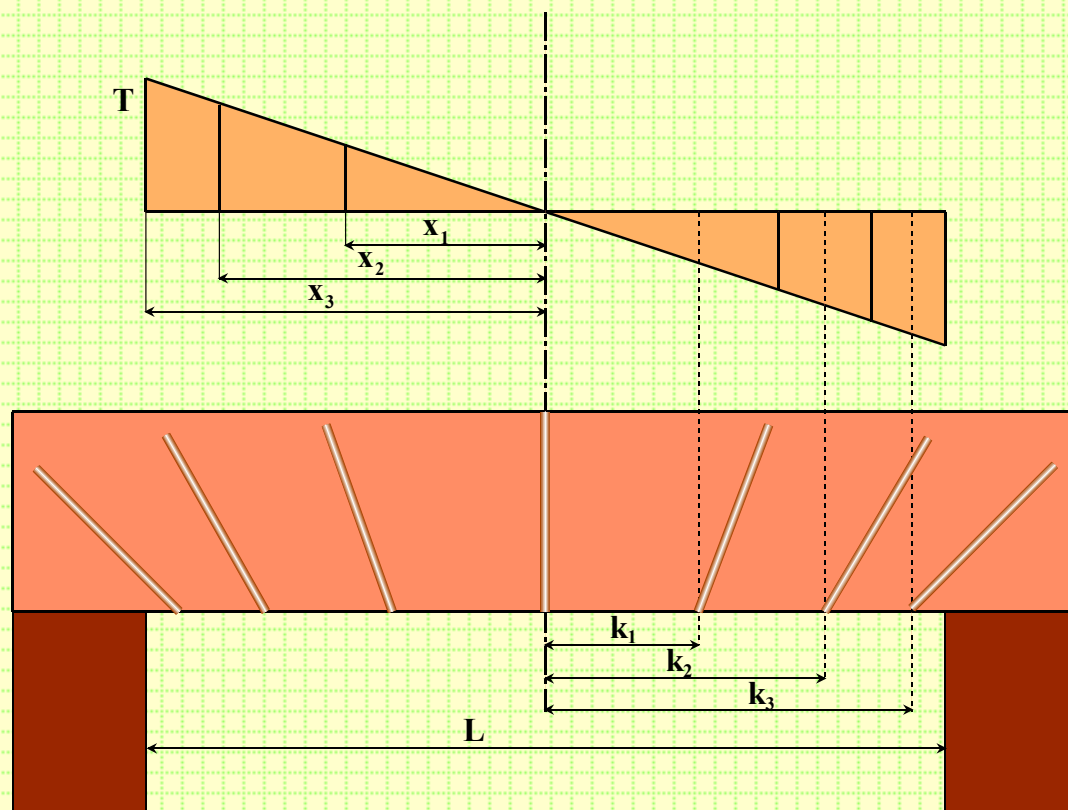
Trajektorie maksymalnych naprężeń głównych w stropie wyrobiska

Koncepcje tą potwierdzają wyniki badań modelowych przeprowadzonych przez Hama i Tsur-Lavie (1970). Stwierdzili oni, że nachylone kotwie zabudowane w stropie tunelu są bardziej efektywne niż kotwie prostopadłe do uwarstwienia.

Podobnie Spang i Egger (1990) na podstawie badań laboratoryjnych oraz obliczeń numerycznych stwierdzają jednoznacznie, że zabudowa kotwi nachylonych powoduje występowanie mniejszych przemieszczeń na płaszczyźnie poślizgu oraz jednocześnie zwiększa nośność kotwi. Lepszą współpracę kotwi nachylonych z górotworem potwierdzają także badania modelowe przeprowadzone przez Raju i Ghose (1982).

Rock bolting – górotwór uwarstwiony

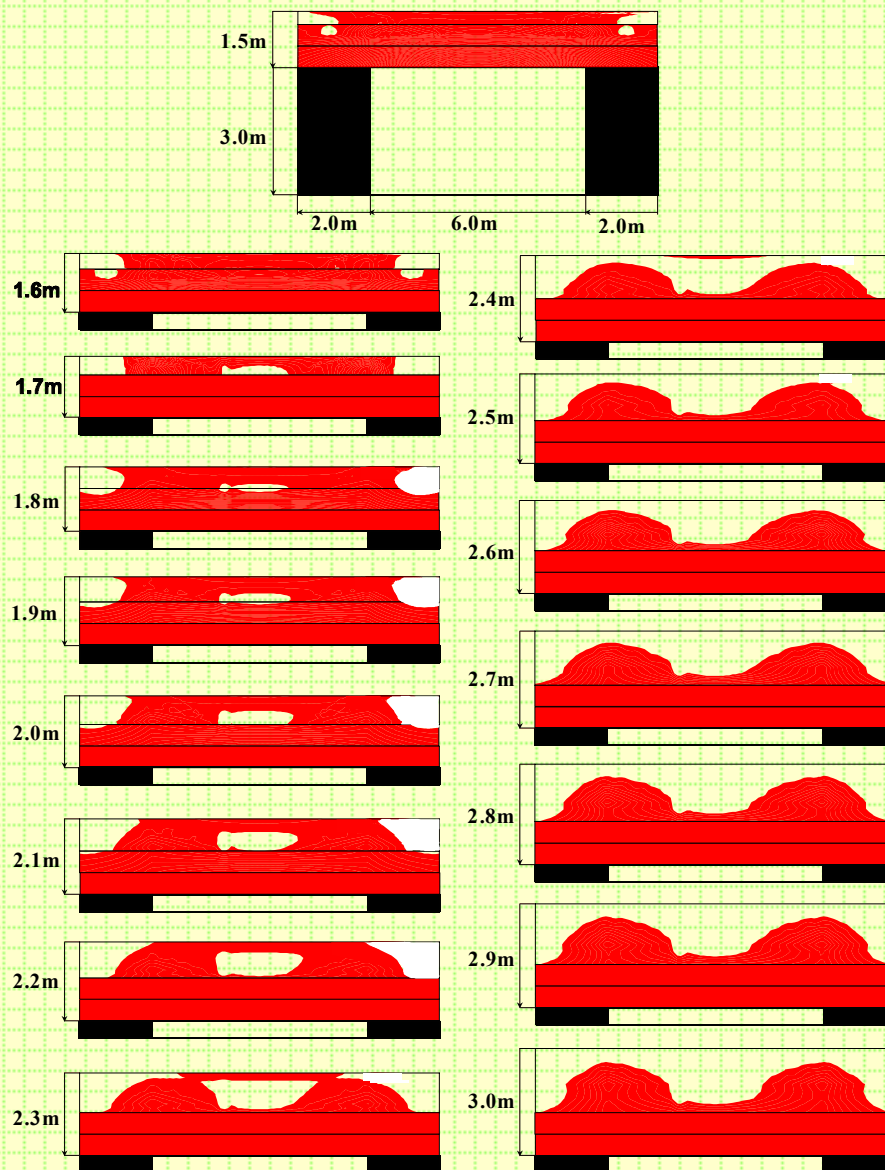
Z nierównomiernego rozkładu sił tnących wzdłuż osi obojętnej belki stropowej wynika jasno, że powinno się stosować zróżnicowane odległości kotwi (Gałczyński, 1973; Peng, 1986). Konieczność zastosowania takiego rozmieszczenia kotwi potwierdzają obserwacje *in situ* przeprowadzone przez Snydera (1984), Jeffreya i Daemena (1984) oraz Stimpsona (1984), którzy zalecają stosowanie większej ilości kotwi przy ociosach tunelu niż w jego środku oraz badania modelowe przeprowadzone przez Dunhama (1976), który stwierdza, że kotwie zbliżone do ociosów mają silny wpływ na stateczność tunelu.



Określenie położenia kotwi z uwzględnieniem rozkładu sił tnących

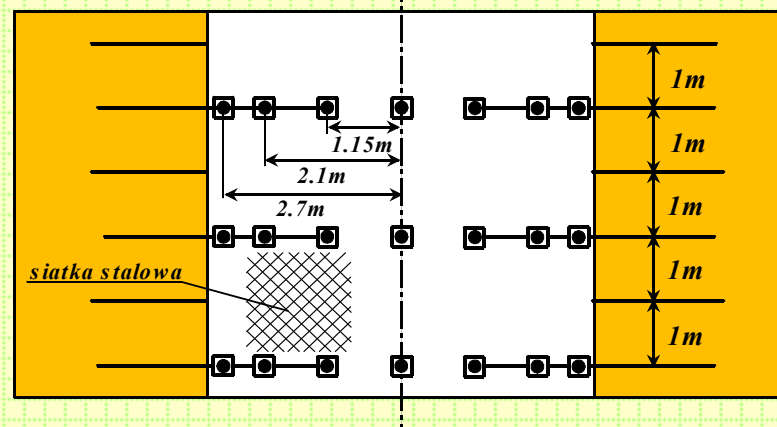
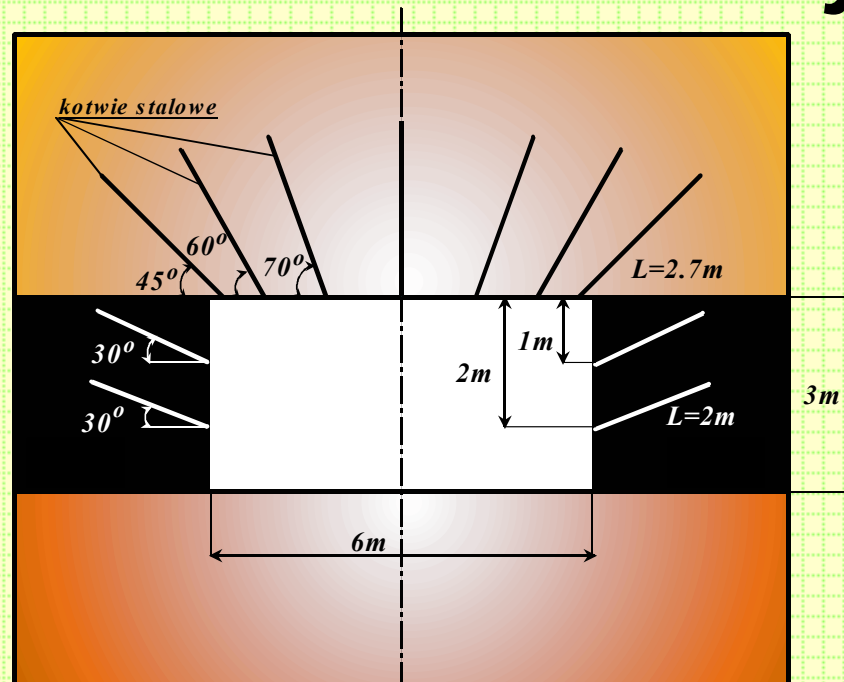
Rock bolting – górotwór uwarstwiony

Określenie zasięgu stref zniszczenia wg hipotezy Coulomba-Mohra dla różnych miąższości uwarstwionej belki stropowej



Rock bolting – górotwór uwarstwiony

Propozycja parametrów obudowy kotwiowej dla analizowanego tunelu



Rock bolting – górotwór uwarstwiony

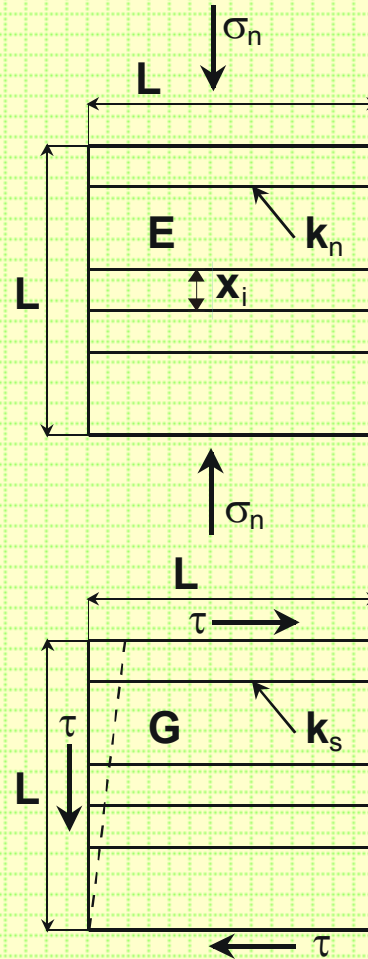
- Dla pełnej oceny stateczności górotworu wokół wyrobiska konieczne jest przeprowadzenie analizy stref zniszczenia w uwarstwionej belce stropowej. Dla tego celu można wykorzystać zmodyfikowaną hipotezę wyężeniową Coulomba-Mohra. Na tej podstawie można określić konieczną długość kotwi stropowych. W związku z celowością nachylenia kotwi zgodnie z przebiegiem trajektorii maksymalnych naprężeń rozciągających, dla zapewnienia odpowiedniej miąższości belki skalnej muszą one mieć odpowiednio większą długość, która wynika z ich nachylenia.
- Dla prawidłowego określenia parametrów obudowy kotwiowej tunelu najpierw należy sprawdzić, czy jest on *korzystnie* umiejscowiony w górotworze, tzn. czy w jego stropie bezpośrednim zalega warstwa słabsza, a ponad nią mocniejsza. W przypadku wyrobisk eksploatacyjnych w kopalniach podziemnych umiejscowienie wyrobisk jest często determinowane zaleganiem złoża, ale w przypadku tuneli uwzględnienie tego warunku zasługuje na szczególną uwagę.

Rock bolting – górotwór spękany

- Opis zachowania się górotworu wokół tunelu wykonanego w górotworze nieciągłym jest zagadnieniem bardzo skomplikowanym. W związku z tym zachodzi potrzeba maksymalnego uproszczenia zagadnienia. Generalnie zachowanie się górotworu nieciągłego może być opisywane za pomocą dwóch modeli (Priest, 1993):
 - Poprzez kombinację własności wytrzymałościowo-odkształceniowych górotworu oraz nieciągłości można zachowanie górotworu nieciągłego opisać ekwiwalentnym modelem (*continuum*) górotworu ciągłego.
 - Górotwór traktowany jest jako zbiór bloków skalnych oddzielonych od siebie sieciami nieciągłości, których własności wytrzymałościowe i odkształceniowe są odmienne. Geometria bloków i nieciągłości oraz ich własności determinują sposób deformowania się takiego ośrodka oraz stan naprężenia w nim panujący.

Rock bolting – górotwór spękaný

Rozważmy najprostszy model górotworu spękanego - górotwór z jedną siecią poziomych nieciągłości. Ciągłe warstwy skalne są izotropowe i posiadają stały moduł Younga E_r oraz stały moduł sprężystości postaciowej G_r . Wszystkie nieciągłości (o założonej stałej, średniej odległości pomiędzy spękaniami) mają stałą jednostkową sztywność normalną do spękania k_n i jednostkową sztywność styczną do spękania k_s . Przy takich założeniach można określić ekwiwalentny moduł Younga E_e oraz ekwiwalentny moduł sprężystości postaciowej G_e z następujących wyrażeń (Singh, 1973; Priest, 1993).

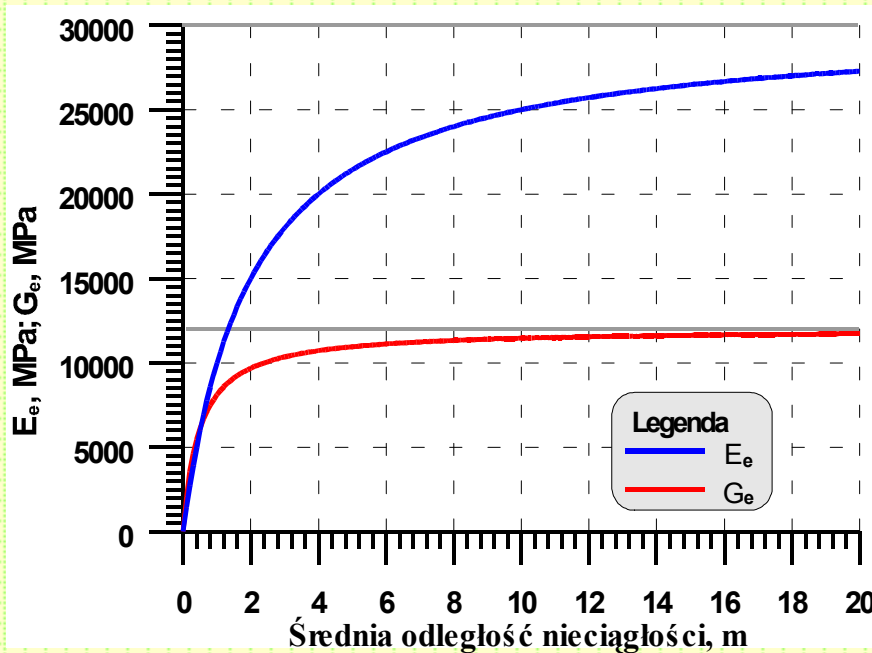


$$G_e = \left(\frac{1}{G_r} + \frac{1}{\bar{X}k_s} \right)^{-1}$$

$$E_e = \left(\frac{1}{E_r} + \frac{1}{\bar{X}k_n} \right)^{-1}$$



Rock bolting – górotwór spękany



Na rysunku pokazano zmienność ekwiwalentnego modułu Younga E_e i ekwiwalentnego modułu sprężystości postaciowej G_e w funkcji średniej odległości nieciągłości (założono następujące parametry: $G_r=12 \text{ GPa}$, $k_n=15 \text{ GPa/m}$ i $k_s=25 \text{ GPa/m}$).

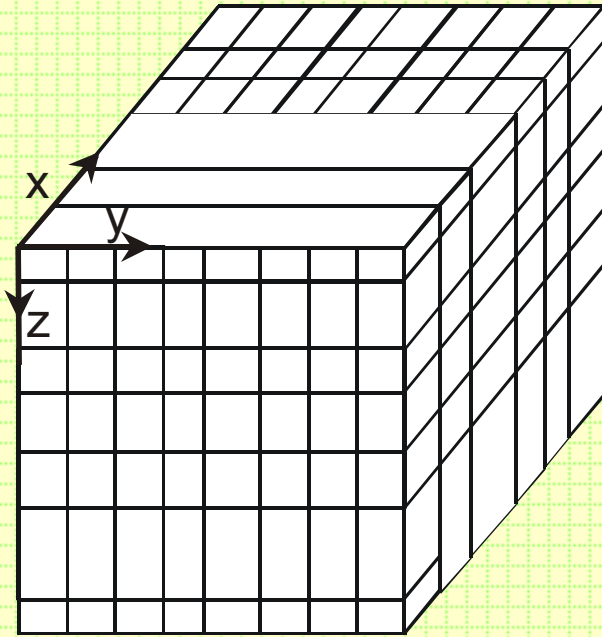
Rozwiązanie przedstawione powyżej może być łatwo rozszerzone (Goodman i Duncan, 1971; Kuhlavy, 1978) na górotwór posiadający 3 ortogonalne sieci nieciągłości (rys.6.4). Wtedy, wzory na ortotropowe, ekwiwalentne parametry odkształceniowe przedstawiają się następująco

$$E_{ex} = \left(\frac{1}{E} + \frac{1}{\bar{X}_x k_{nx}} \right)^{-1}$$

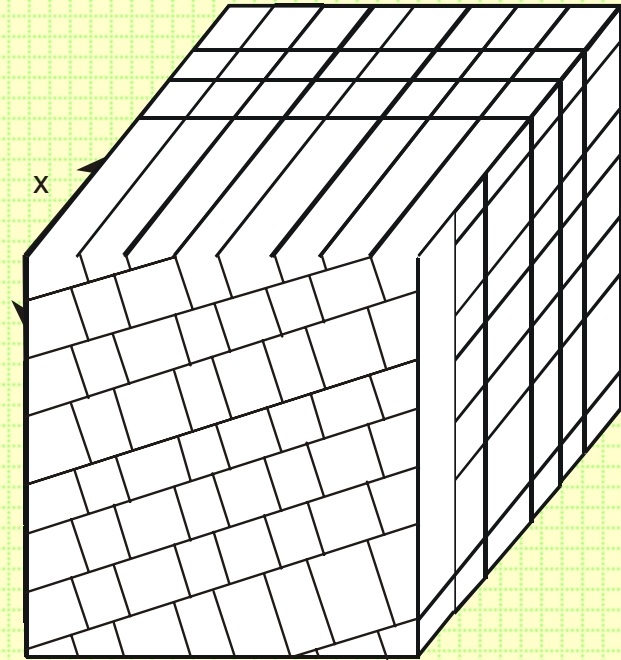
$$G_{exy} = \left(\frac{1}{G} + \frac{1}{\bar{X}_x k_{sx}} + \frac{1}{\bar{X}_y k_{sy}} \right)^{-1}$$

$$\nu_{exv} = \nu_{exz} = \frac{\nu E_{ex}}{E}$$

Rock bolting – górotwór spękany



Górotwór zawierający 3
ortogonalne sieci spękań
(Priest, 1993)



Górotwór zawierający 3
nieortogonalne sieci spękań
(Huang, 1995; Singh, 2000)

Rock bolting – górotwór spękany

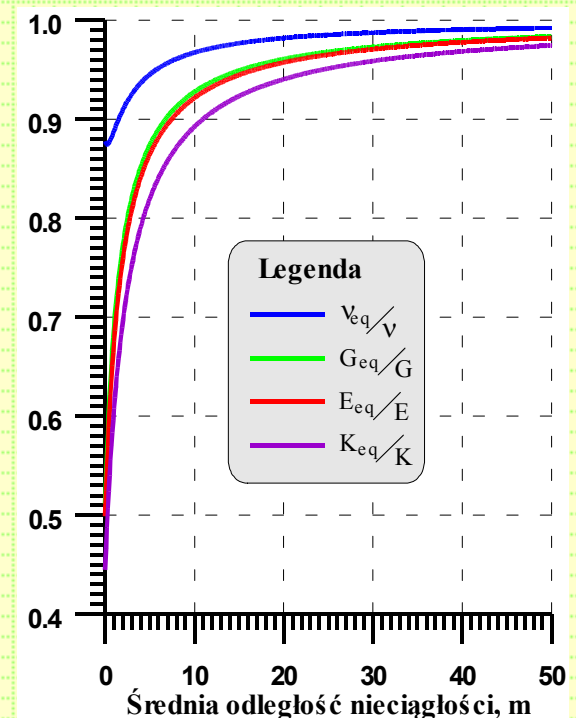
Bardzo interesujące są rozważania Fossuma (1985). Opracował on metodykę określania parametrów ekwiwalentnych górotworu zawierającego losowo rozmieszczone nieciągłości charakteryzujące się stałą sztywnością styczną i normalną do spękania. W oparciu o teorię materiałów kompozytowych założył on, że nieciągłości w górotworze są rozmieszczone losowo, a więc ich odległość będzie taka sama we wszystkich kierunkach w reprezentatywnej objętości górotworu. Wzory na ekwiwalentne parametry sprężyste górotworu spękanego wyprowadzone przez Fossuma przedstawiają się następująco:

$$K_e = \frac{E}{9} \left[\frac{3(1+\nu)\bar{X}k_n + 2E}{(1+\nu)(1-2\nu)\bar{X}k_n + (1-\nu)E} \right]$$

$$G_e = \frac{E}{30(1+\nu)} \left[\frac{9(1+\nu)(1-2\nu)\bar{X}k_n + (7-5\nu)E}{(1+\nu)(1-2\nu)\bar{X}k_n + (1-\nu)E} \right] + \frac{2}{5} \left[\frac{E\bar{X}k_s}{2(1+\nu)\bar{X}k_s + E} \right]$$

$$E_e = \frac{9K_e G_e}{3K_e + G_e}$$

$$\nu_e = \frac{3K_e - 2G_e}{2(3K_e + G_e)}$$



Rock bolting – górotwór spękany

Poniżej (w porządku chronologicznym) przedstawiono wzory stosowane dla określenia długości kotwi, proponowane przez różnych autorów w czasie ostatnich kilkudziesięciu lat:

$$L \geq \frac{1}{3} B$$

$$L = 1.25 + \frac{1}{3} B$$

$$L \geq 3 \bar{X}$$

$$L = 1.82 + 0.0004 B^2$$

$$L = 1.4 + 0.184 B$$

$$L = 1.6 + \sqrt{1 + 0.012 B^2}$$

Wszystkie te wzory mają bardzo ograniczoną stosowalność. W większości z nich długość kotwi jest tylko funkcją rozpiętości tunelu lub odległości spękań. Z reguły ich stosowalność jest ograniczona do rejonu, w którym badacze przeprowadzali swe analizy. Są one wynikiem analizy szeregu przypadków pomyślnego zastosowania kotwi, a ich autorzy skupili się na prostej, statystycznej analizie długości kotwi w funkcji jednego, wybranego parametru co jest nie założeniem prawidłowym i może być przyczyną błędów. W żadnym z tych wzorów nie występują podstawowe i tak ważne dla poprawnego określenia parametrów obudowy czynniki jak głębokość zalegania tunelu czy też parametry odkształceniowo-wytrzymałościowe górotworu w jego otoczeniu.

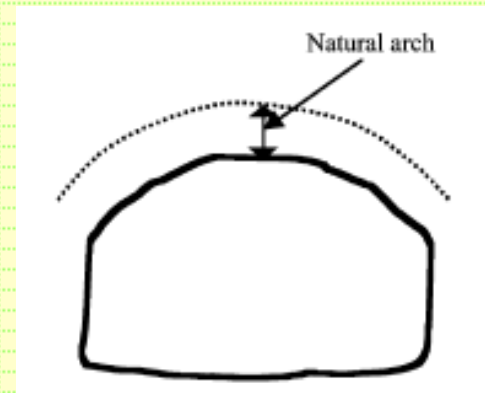


Rock bolting – górotwór spękany

Alternatywą dla empirycznych metod projektowania mogą być stosunkowo proste rozwiązanie analityczne oparte o kryterium wyteżeniowe Hoeka-Browna oraz zasadę samonośnego sklepienia skalnego (*Voussoir arch*) przedstawiono poniżej.

Po przeprowadzeniu szczegółowego przeglądu literatury można stwierdzić, że zabudowa kotwi w stropie tunelu wykonanego w górotworze spękany wytwarza samonośne sklepienie skalne. Strop tunelu jest zbudowany z szeregu pojedynczych bloków skalnych, które tworzą ośrodek nieciągły.

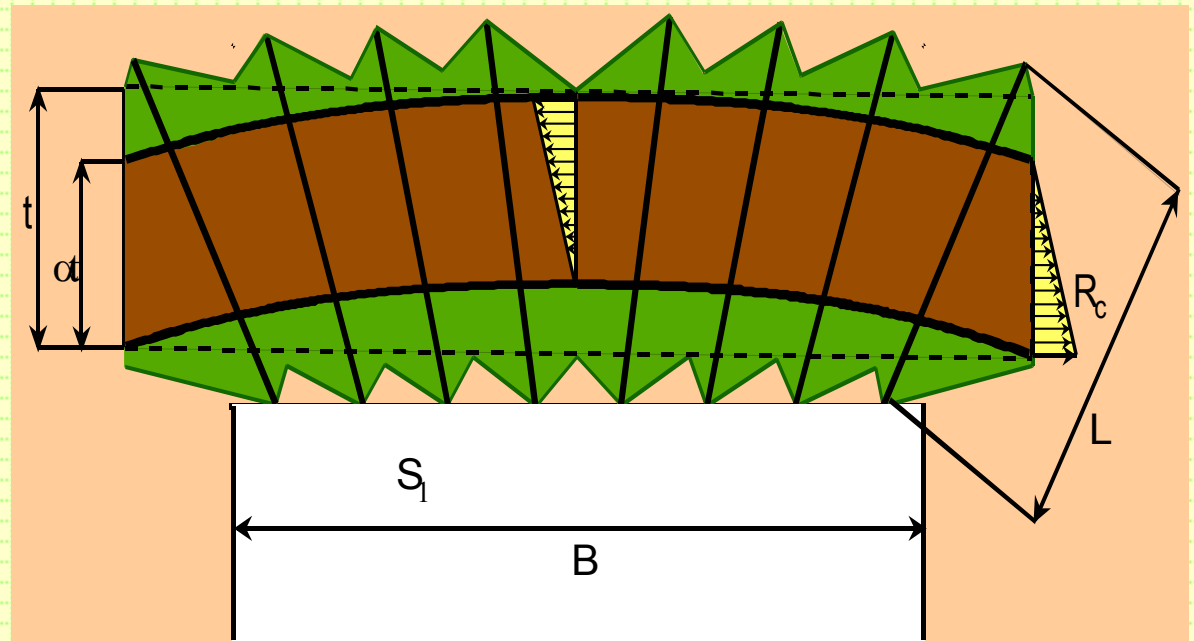
Te pojedyncze bloki mogą być nazywane *voussoirs*- terminem zapożyczonym z budownictwa, który oznacza poszczególne bloki używane do budowy łuków (mostów kamiennych)



Rock bolting – górotwór spękany

Minimalna miąższość łuku skalnego utworzonego na skutek kotwienia jest równa:

$$t = n \cdot B \sqrt{\frac{2q}{3R_{cm}}}$$



Łuk skalny (*voussoir*) w płaskim stropie wyrobiska

n – współczynnik bezpieczeństwa,

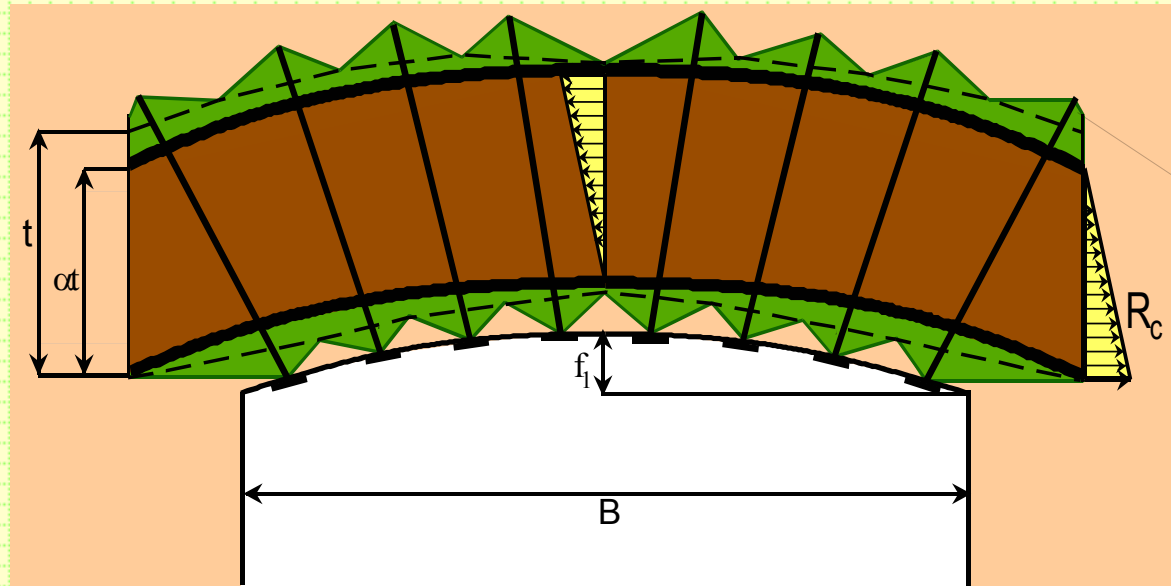
q – równomiernie rozłożone obciążenie pionowe pochodzące od strefy spękań, MN/m

R_{cm} – wytrzymałość na ściskanie górotworu spękanego, MPa

Rock bolting – górotwór spękany

Minimalna miąższość łuku skalnego wytworzonego na skutek kotwienia jest równa:

$$t = \frac{2}{3}n \left(\sqrt{f_1^2 + \frac{B^2 q}{3R_{cm}}} - f_1 \right)$$



Łuk skalny (*voussoir*) w stropie wyrobiska o sklepieniu łukowym

Nie jest znane jednoznaczne kryterium określania odległości pomiędzy kotwiami w górotworze spękany. Wobec powyższego, w oparciu o szereg eksperymentów numerycznych (Yeung, 1993a; Yeung, 1993b; Yeung *et al.* 1994, Yeung i Goodman, 1995) można przyjąć, że najlepsze będzie zastosowanie równej odległości pomiędzy kotwiami oraz przyjęcie ich radialnego rozkładu wokół tunelu (Bieniawski, 1987)

Rock bolting – górotwór spękany

Rozpatrzmy przykład projektowania obudowy kotwowej dla tunelu prostokątnego o wysokości 3 m i szerokości 5 m. Po przeprowadzeniu badań laboratoryjnych oraz *in situ* określono parametry ośrodka, które podano w tabeli. Procedura obliczeniowa dla przedstawionych powyżej danych jest następująca:

Parametr	Wartość
RMR	35
R_c	40 MPa
m_i	10
λ	1
q	0.25 MN/m
θ	55°

1. Określenie parametrów hipotezy Hoeka-Browna

$$m = m_i e^{\frac{RMR-100}{28}} = 0.981 \quad s = e^{\frac{RMR-100}{9}} = 0.00073$$

2. Określenie wytrzymałości na ściskanie dla górotworu spękanego

$$R_{crm} = \sqrt{s} R_c = 1.08 \text{ MPa}$$



Rock bolting – górotwór spękany

3. Obliczenie wielkości strefy naprężeń ściskających

$$t = f \cdot B \sqrt{\frac{2q}{3R_{crm}}} = 2.36 \text{ m}$$

4. Przy założeniu średniej odległości kotwienia równej 1m otrzymujemy długość kotwi równą:

$$L = 3.06 \text{ m}$$

Biorąc pod uwagę wymiary tunelu instalacja tak długich kotwi sztywnych jest niemożliwa. Można tutaj rozpatrywać zastosowanie kotwi linowych czy też podatnych, lub zmianę kształtu stropu tunelu. Rozważmy, dla przykładu, zmianę kształtu tunelu, a konkretnie zmianę stropu płaskiego na strop łukowy o strzałce sklepienia równej:

$$f_1 = 0.5 \text{ m}$$

Po powtórnych obliczeniach otrzymujemy długość kotwi równą:

$$L = 2.5 \text{ m}$$

co potwierdza znaczący wpływ kształtu stropu na parametry obudowy kotwiowej koniecznej dla utrzymania stateczności tunelu.

Rock bolting – górotwór spękany

➤ Określanie parametrów obudowy kotwiowej dla tuneli umiejscowionych w górotworze spękany jest zagadnieniem bardzo złożonym. W przypadku spełnienia pewnych warunków możliwa jest transformacja parametrów odkształceniowo-wytrzymałościowych górotworu spękanego na ekwiwalentne *continuum*. Jest to bez wątpienia prosta, elegancka i kusząca alternatywa. Najnowsze publikacje w tej dziedzinie umożliwiają taką transformację nawet dla przypadku występowania trzech nie prostopadłych sieci nieciągłości. Po dokonaniu takiej transformacji parametry obudowy kotwiowej można określać tak jak dla górotworu ciągłego. Jeżeli dokonanie transformacji górotworu spękanego w ekwiwalentne *continuum* nie jest możliwe, to można skorzystać z rozwiązań empirycznych, analitycznych bądź numerycznych.

- Posługiwanie się empirycznymi zależnościami może prowadzić do błędnych wyników z kilku istotnych powodów (nieuwzględnienie parametrów charakteryzujących górotwór i tunel, co zresztą wynika wprost z genezy ich powstania). Stanowi to poważne ograniczenie ich stosowalności - w zasadzie mogą one być używane tylko w warunkach geomechanicznych, dla których zostały sformułowane. Stosowanie tych recept w odmiennych warunkach jest wysoce ryzykowne w przypadku tak nieprzewidywalnego i trudnego do opisanego ośrodka, jakim jest górotwór spękany.



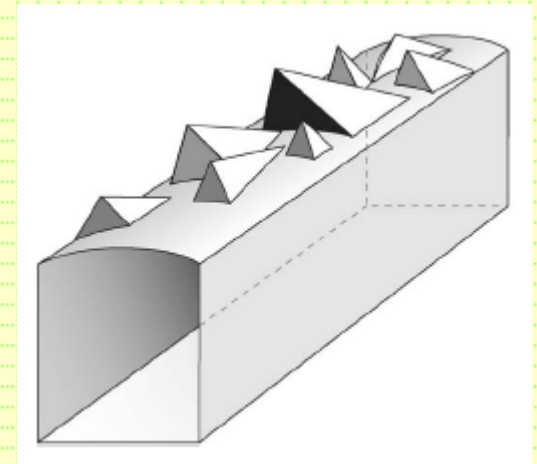
Rock bolting – górotwór spękany

- Interesującą alternatywą wydaje się tutaj być rozwiązanie analityczne oparte na zasadzie samonośnego łuku skalnego. Pozwala ono na uwzględnienie parametrów górotworu spękanego poprzez notę punktową wskaźnika *RMR*. Po określeniu parametrów wytrzymałościowych za pomocą kryterium Hoeka-Browna, można określić parametry obudowy kotwiowej niezbędne dla zachowania stateczności i funkcjonalności tunelu. Rozwiązanie to opisuje sposób określania parametrów kotwi dla dwóch stropu płaskiego i łukowego.
- Zastosowanie metod numerycznych dla projektowania parametrów obudowy kotwiowej dla tuneli umiejscowionych w górotworze spękanym wymaga użycia specjalnych programów. Można oczywiście w tym celu używać klasycznych metod (MES, MEB, MRS) ale konstruowanie modeli z uwzględnieniem nieciągłości (a szczególnie modeli przestrzennych) wymaga bardzo dużych nakładów pracy. Metody numeryczne nadal nie są stosowane dla analizy stateczności podziemnych wyrobisk górniczych wykonywanych w górotworze spękanym. Stosuje się je znacznie częściej dla tuneli czy też komór. Jest to prawdopodobnie spowodowane skromnym rozpoznaniem parametrów wytrzymałościowych i odkształceniowych oraz budowy geologicznej górotworu wokół wyrobisk drążonych w kopalniach.

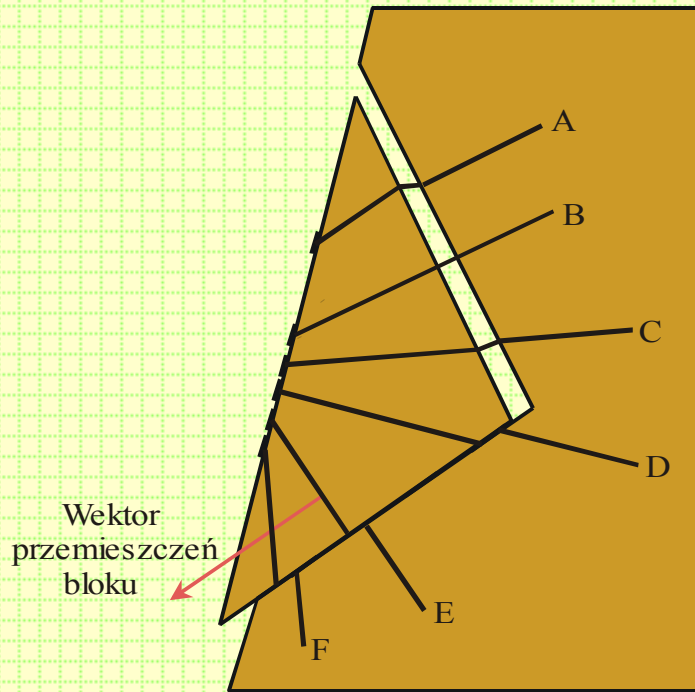


Rock bolting – górotwór blokowy

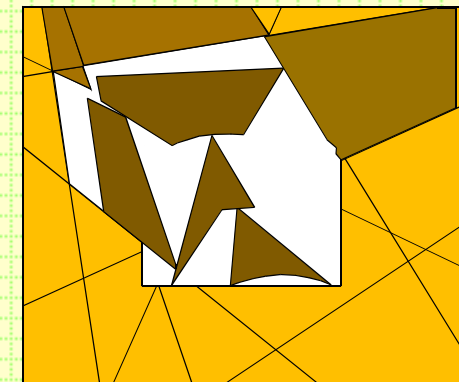
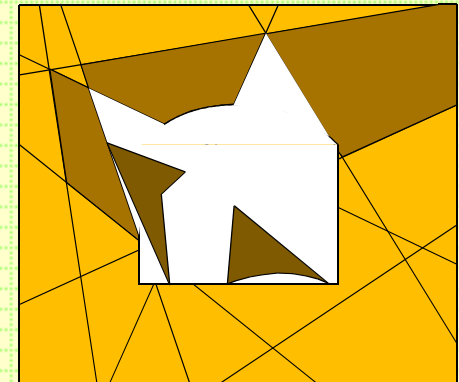
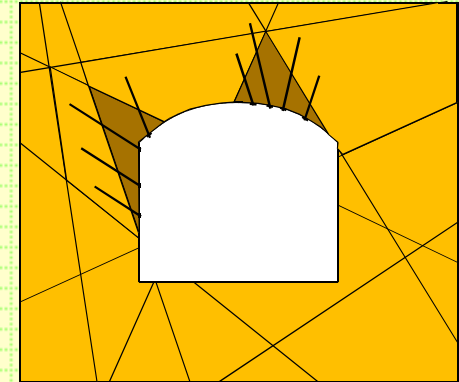
- Rozpoznanie budowy geologicznej górotworu dla celów projektowania obudowy kotwiowej w górotworze ciągłym, uwarstwionym, czy też spękanym jest znacznie prostsze niż w przypadku górotworu blokowego. Można nawet stwierdzić, że dla tych trzech rodzajów górotworu środek ciężkości rozważań jest położony na metodykę projektowania obudowy kotwiowej, zaś w przypadku górotworu blokowego na rozpoznanie jego budowy geologicznej.
- Dla tego celu, w ciągu ostatnich kilkudziesięciu lat utworzono szereg teorii, których wyłącznym zadaniem jest określenie przestrzennego położenia sieci nieciągłości, a co za tym idzie wyodrębnianych przez nie bloków skalnych w górotworze otaczającym dowolny tunel. Jeżeli jesteśmy w stanie określić położenie bloków skalnych wokół wyrobiska to projektowanie obudowy kotwiowej koniecznej dla zachowania jego stateczności nie przedstawia większego problemu



Rock bolting – górotwór blokowy



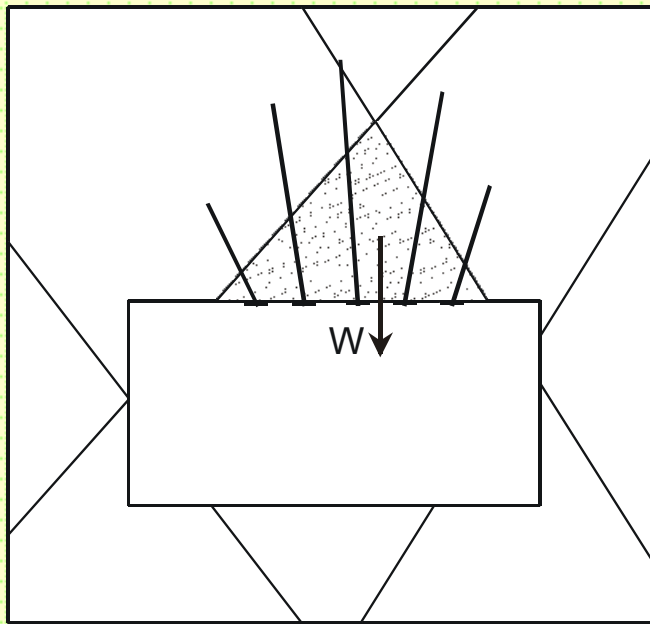
- A - rozciąganie i ścinanie
- B - czyste ścinanie
- C - rozciąganie i ściananie
- D - ścinanie i rozciąganie
- E - czyste ścinanie
- F - ścinanie i ściskanie



Rodzaje pracy kotwi w zależności od ich położenia względem płaszczyzny nieciągłości (Barley i Windsor, 2000)

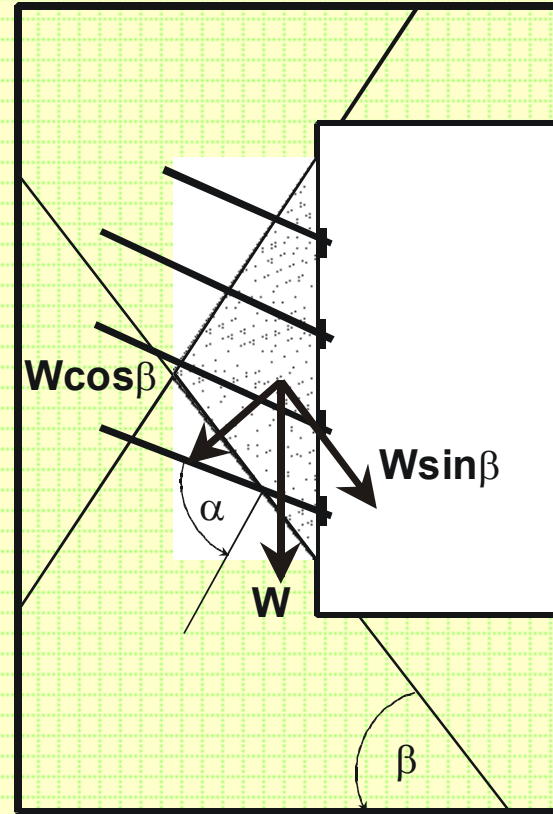
Graficzna interpretacja zasadności kotwienia bloków kluczowych według Shi i Goodmana (1984)

Rock bolting – górotwór blokowy



Wzmocnienie kotwiami bloku skłonnego wypaść do tunelu (Stillborg, 1986)

$$n_k = \frac{Wf}{C_b}$$



Wzmocnienie kotwiami bloku skłonnego wysunąć się do tunelu (Stillborg, 1986)

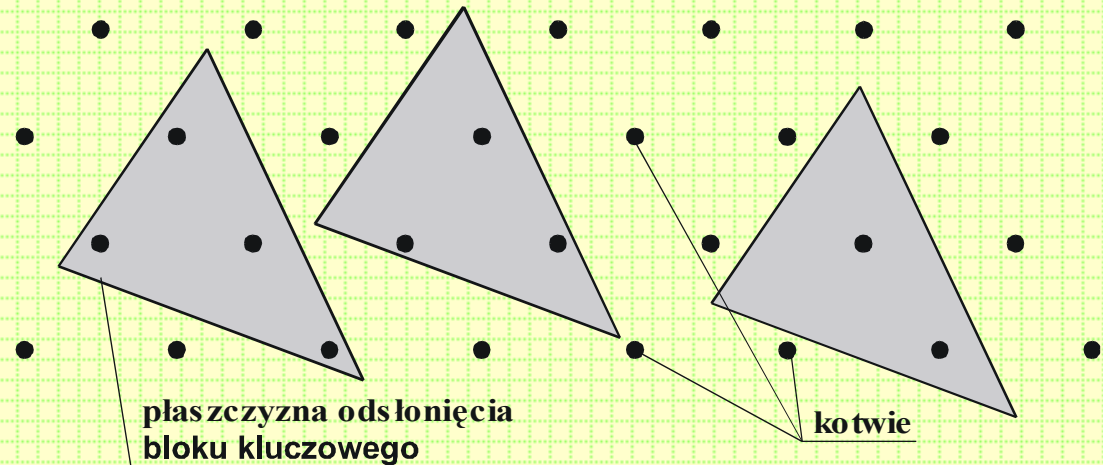
$$n_k = \frac{W(f \sin \beta_h - \cos \beta_h \tan \varphi_j) - c_j A_j}{C_b (\cos \alpha_b \tan \varphi_j + f \sin \alpha_b)}$$

f – współczynnik bezpieczeństwa Stillborg (1986) sugeruje wartości od 2 do 5,

C_b – nośność kotwi

Rock bolting – górotwór blokowy

Pomimo burzliwego rozwoju, szczególnie w ostatnich kilkudziesięciu latach, metody analizy górotworu blokowego nadal służą tylko do szacunkowej oceny wielkości bloków kluczowych mogących wystąpić wokół tunelu.



Konsekwencje zmiany położenia bloku kluczowego (Windsor i Thompson, 1992)

Z reguły jednak, na podstawie tej wstępnej oceny, projektuje się powtarzający się schemat kotwienia (*systematic bolting*) w tunelu. W przypadku takim należy wziąć pod uwagę możliwość występowania niejednorodnego obciążenia kotwi wynikającego z możliwości zmiany położenia bloku kluczowego. Taką sytuację schematycznie pokazuje rysunek. Widać z niego, że blok o takich samych rozmiarach, w zależności od położenia, jest podtrzymywany przez dwie, trzy lub cztery kotwie równomiernie rozmieszczone.

Rock bolting – górotwór blokowy

- Optymistycznie patrząc w przyszłość, można stwierdzić, że w miarę postępu nowoczesnych technik komputerowych metody analizy górotworu blokowego powinny stawać się coraz doskonalsze, a projektowanie obudowy kotwiowej dla zachowania stateczności tuneli zlokalizowanych w górotworze blokowym nie powinno przedstawiać większych trudności. Znając bowiem położenie bloków kluczowych jesteśmy w stanie, na podstawie prostych obliczeń analitycznych, określić konieczną liczbę, długość, kąt nachylenia oraz odległość kotwi koniecznych dla zachowania stateczności wyrobiska.
- Pewne kontrowersje może tutaj budzić wielkość współczynnika bezpieczeństwa stosowanego przy określaniu parametrów kotwi w górotworze o budowie blokowej. Przedział jego wartości zalecanych do stosowania przez różnych autorów (od 1.5 do 5) może budzić uzasadnione wątpliwości odnośnie zaufania badaczy dla teorii opisujących zachowanie się górotworu blokowego.

Rock bolting

- Trudno jednakże przewidzieć czy kotwie staną się dominującym typem obudowy wyrobisk podziemnych. Ciekawe przemyślenia na temat przyszłości kotwi przedstawiają w swej pracy Hartwig i Nord (1998). Sugerują oni, że w przeciągu najbliższych 25 lat nastąpi znaczne zwiększenie nośności kotwi, pojawią się nowe typy kotwi samowiercących oraz nowe generacje spoiw.
- Kotwie, torkret oraz beton są na całym świecie szeroko stosowane jako zasadnicze rodzaje obudowy wyrobisk tunelowych. Wydaje się więc, że powinny być także stosowane na znacznie większą skalę w polskim górnictwie podziemnym, a szczególnie górnictwie węgla kamiennego.
- Określanie parametrów obudowy kotwiowej musi się jednak opierać się o rzetelne i sprawdzone procedury projektowe odpowiednie dla poszczególnych rodzajów budowy geologicznej górotworu.

