

Управление горным давлением при отработке залежей системами с обрушением и самообрушением

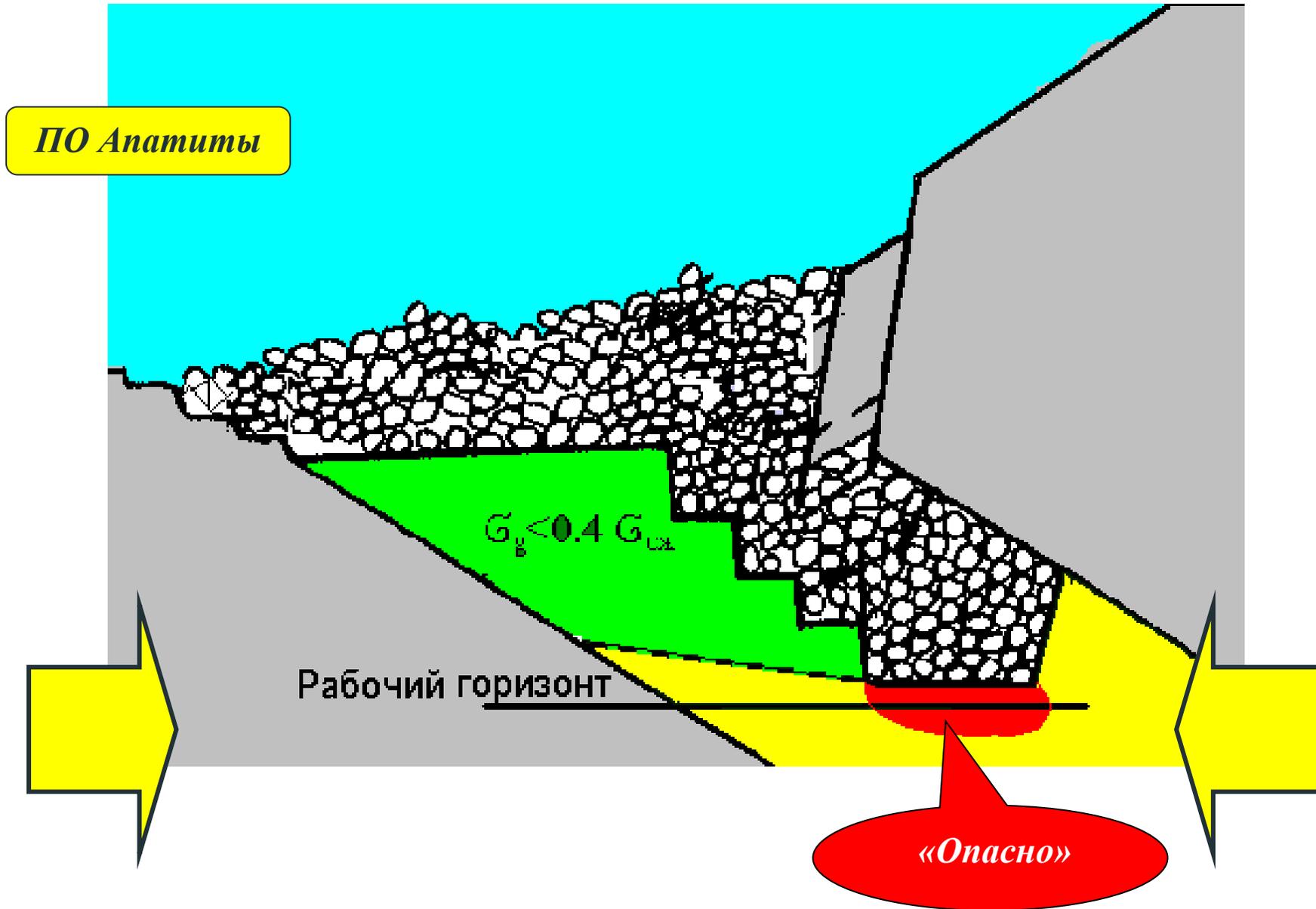
Presenter: Александр Макаров, главный консультант по геомеханике CMT Consulting

Location: Moscow, 2024

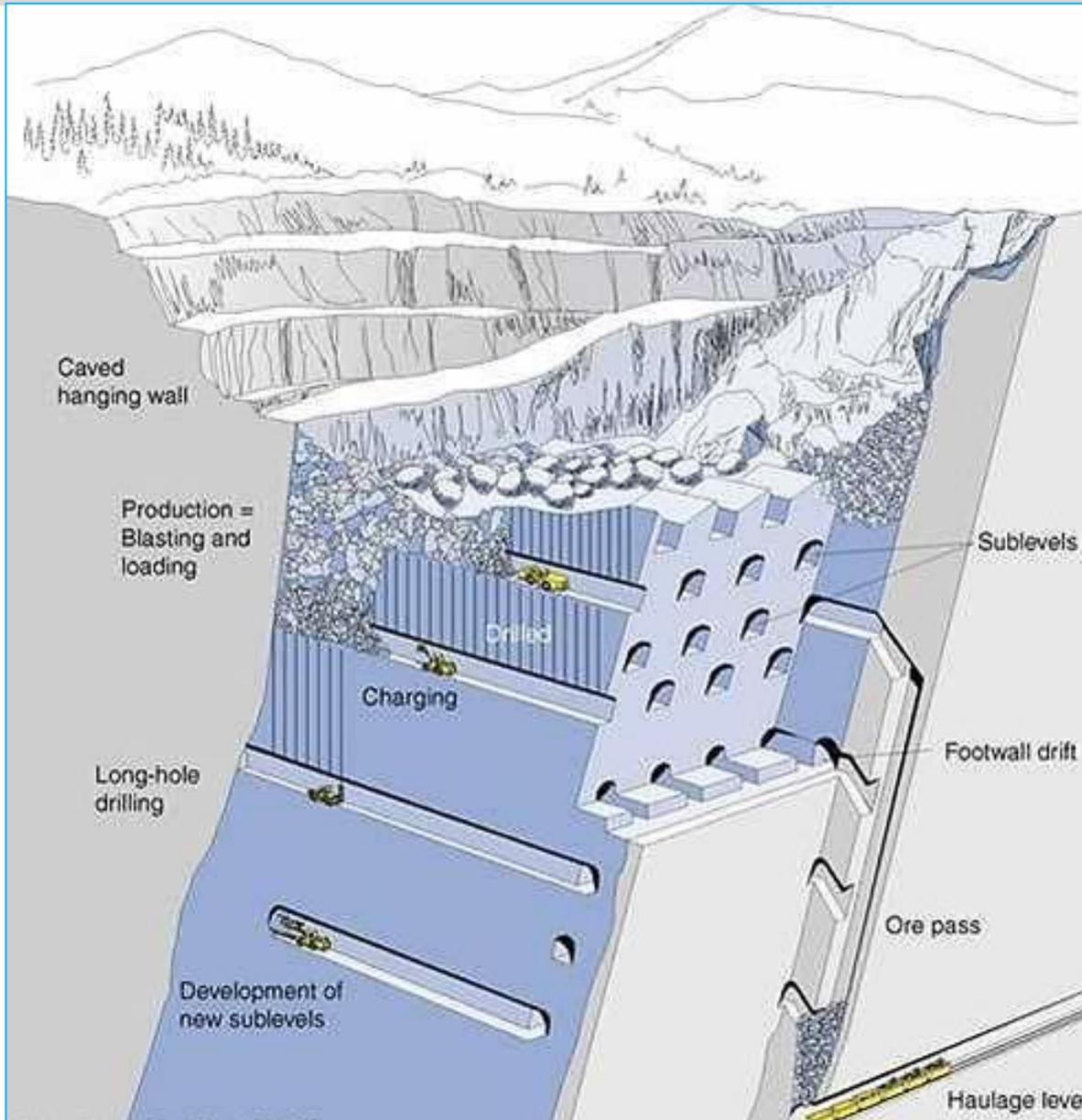


Классификация систем разработки по В.Н.Г. Brady, Е.Т. Brown:



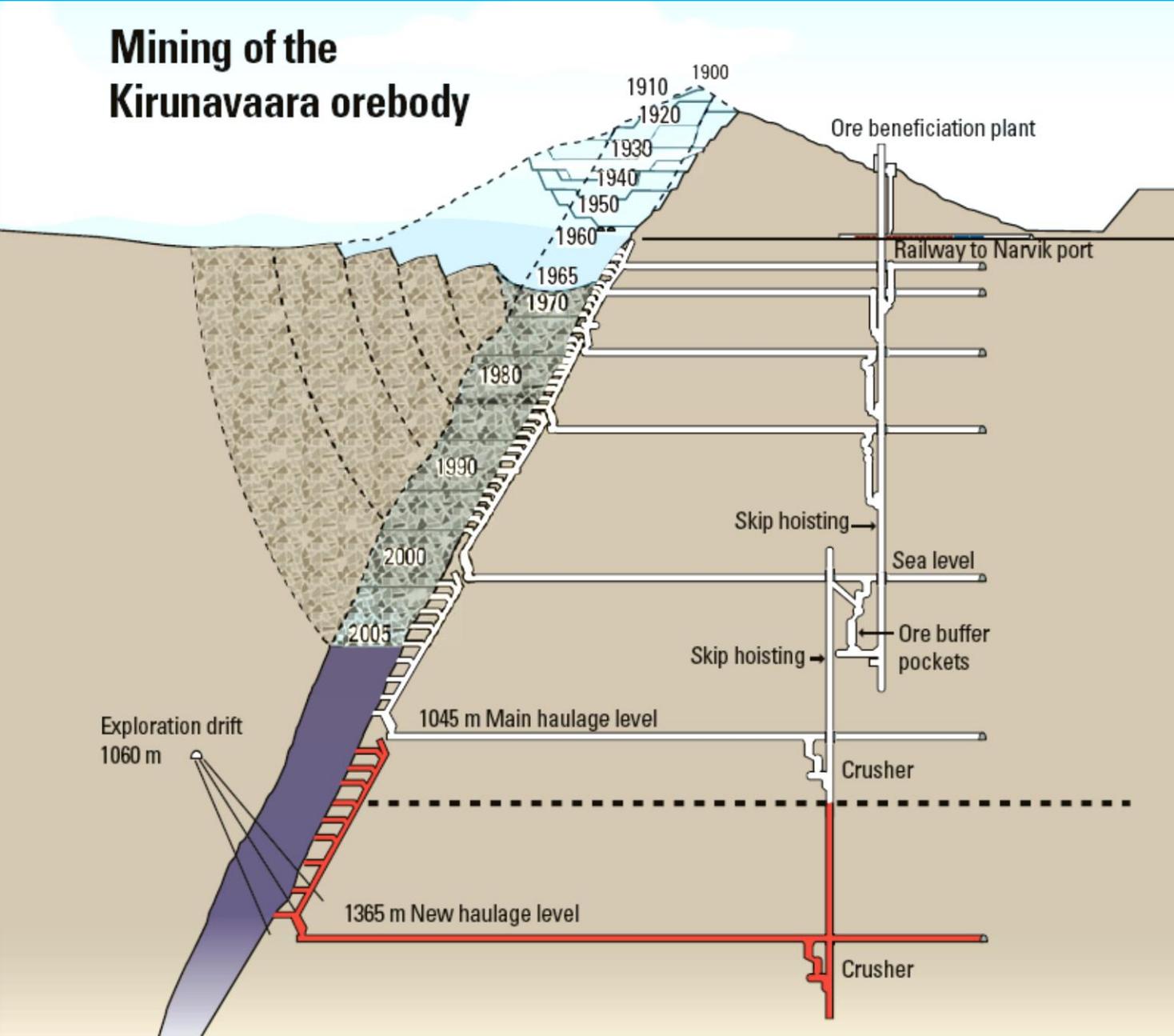


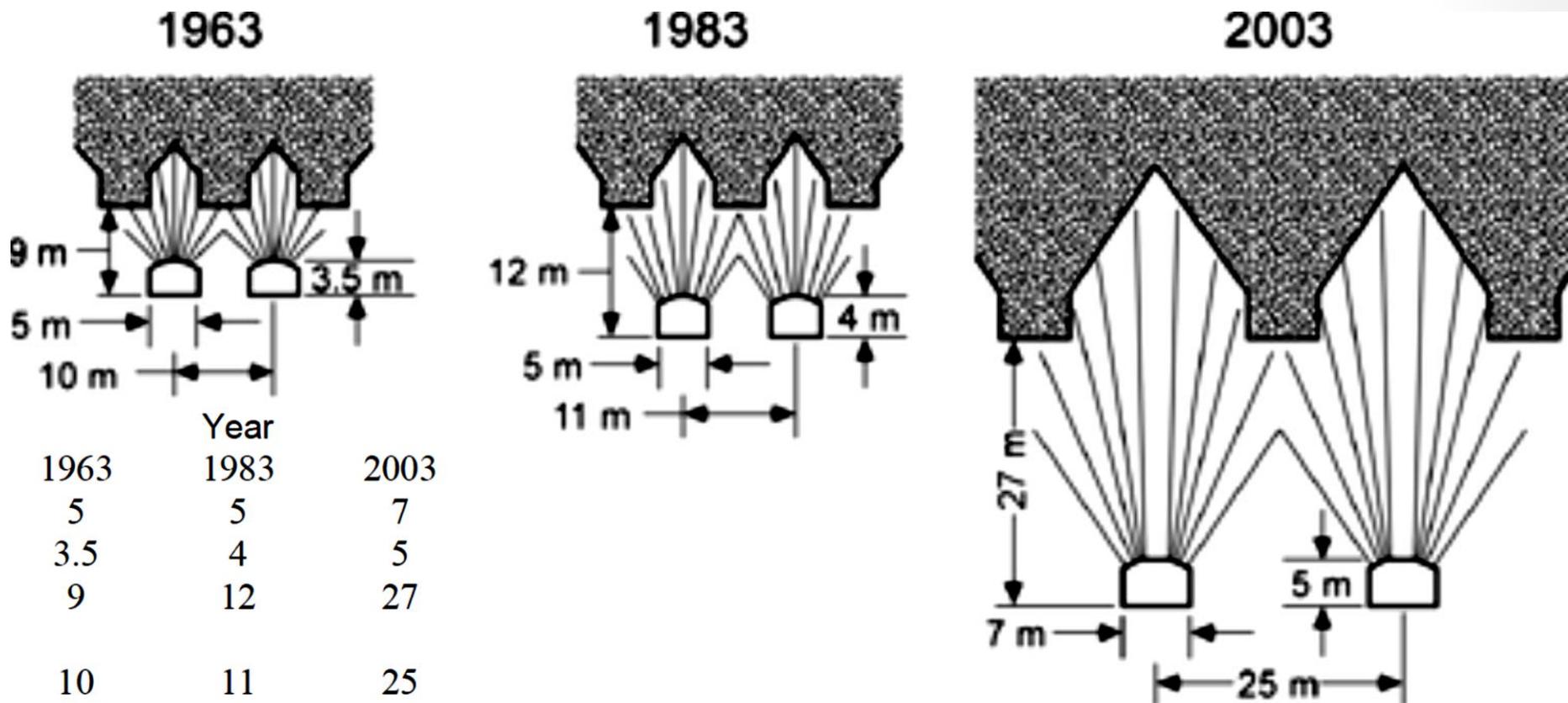
*шведский вариант
системы подэтажного
обрушения на мощных
крутопадающих залежах*



рудник Kiruna

Sublevel Caving
на руднике
Kiruna



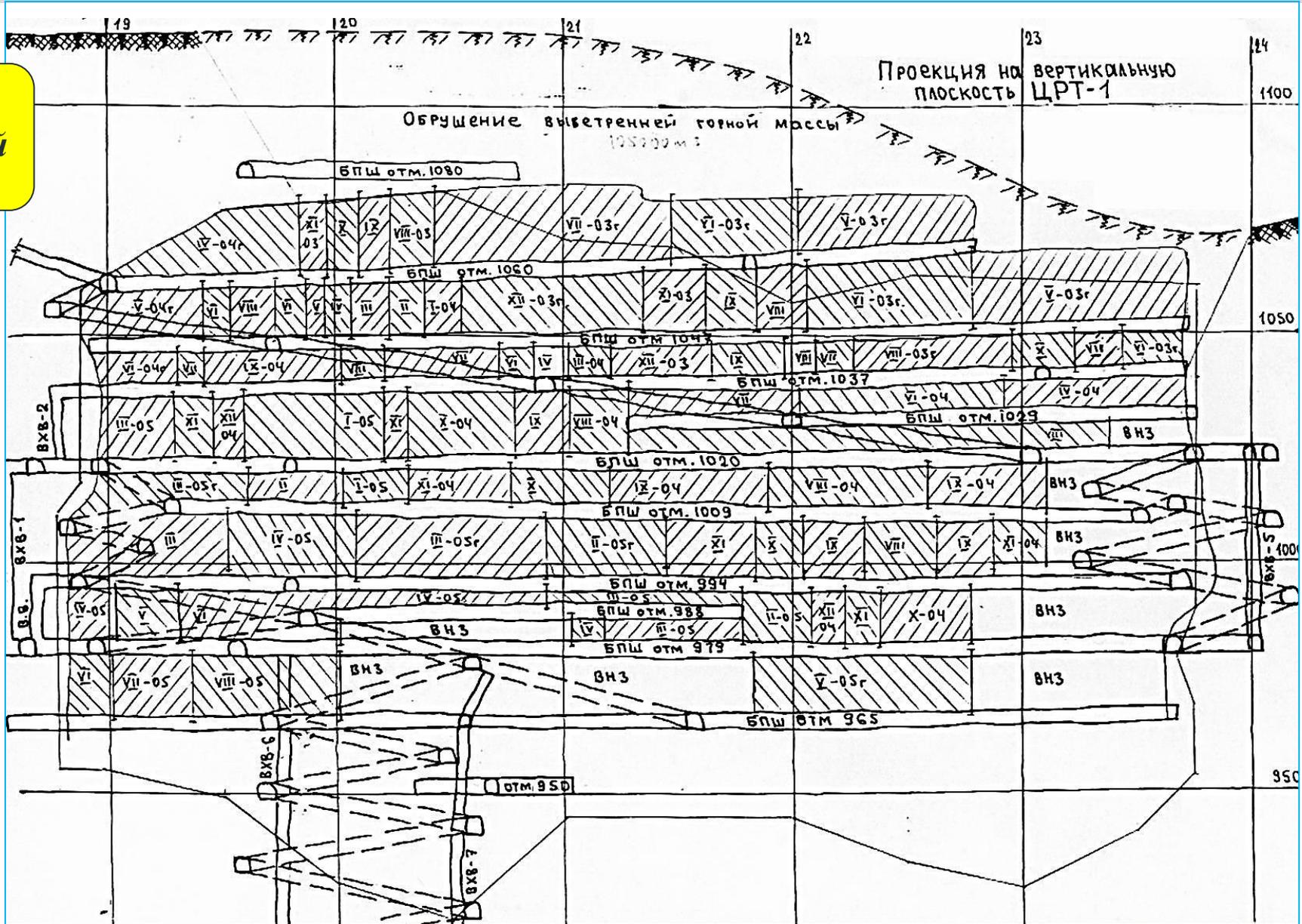


Parameter	1963	1983	2003
Drift width (m)	5	5	7
Drift height (m)	3.5	4	5
Sublevel height (m)	9	12	27
Sublevel drift spacing (m)	10	11	25
Blasthole diameter (mm)	45	57-76	115
Burden (m)	1.6	1.8	3
Holes/ring	9	9	10
Tons/ring (t)	660	1080	9300
Tons/metre of drift (t/m)	400	600	3100

Эволюция параметров системы подэтажного обрушения



Юбилейно-Снегирихинский рудник



Слабые породы на контакте с богатыми колчеданными рудами

Вывал из кровли подэтажного штрека БПШ 1020 м по слабому контакту руды с висячим боком в районе разреза 23 (вид с востока на запад)

Юбилейно-Снегирихинский рудник

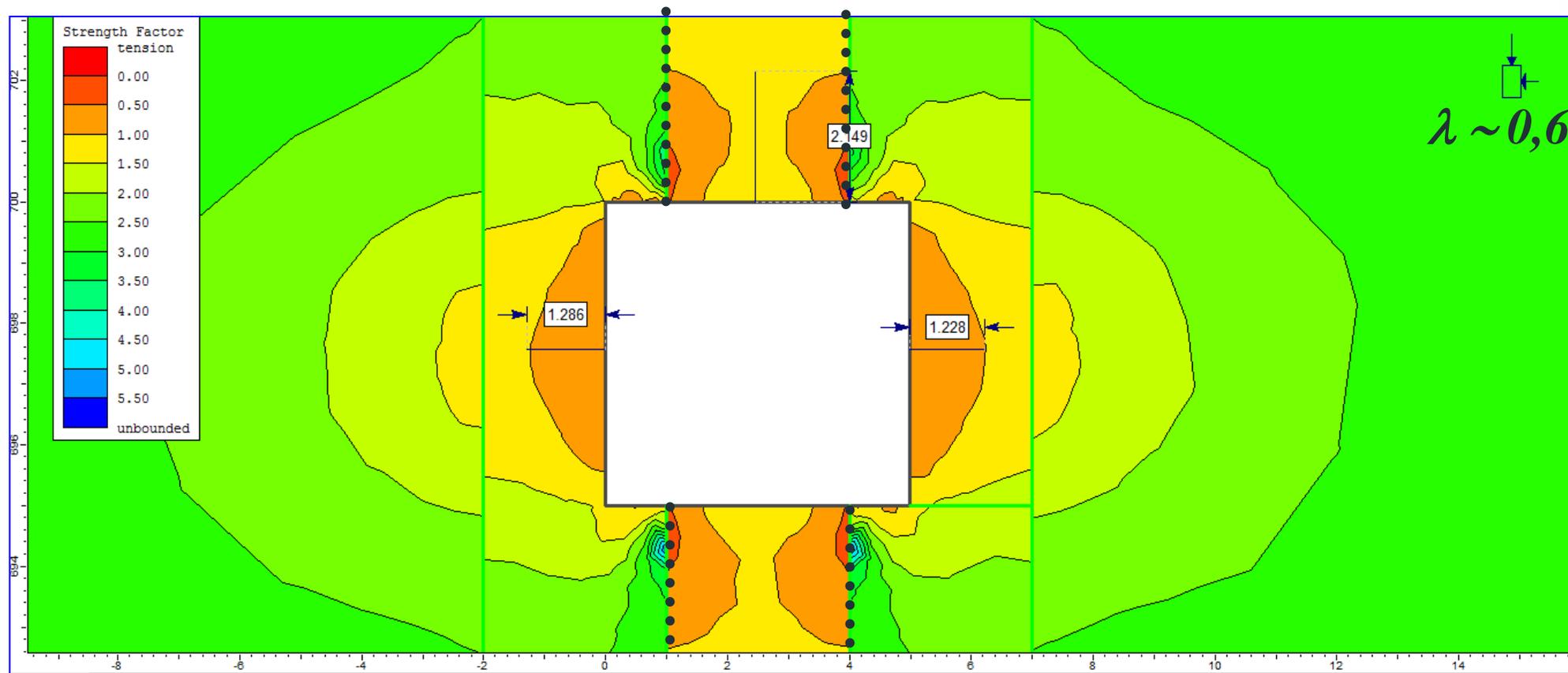




*Обрушение кровли
БПШ по слабым
контактам руды с
вмещающими породами*

*рудник
Шатыркуль*

Численное моделирование обрушений кровли штреков по слабым контактам



рудник
Шатыркуль

граниты, сиениты

руда

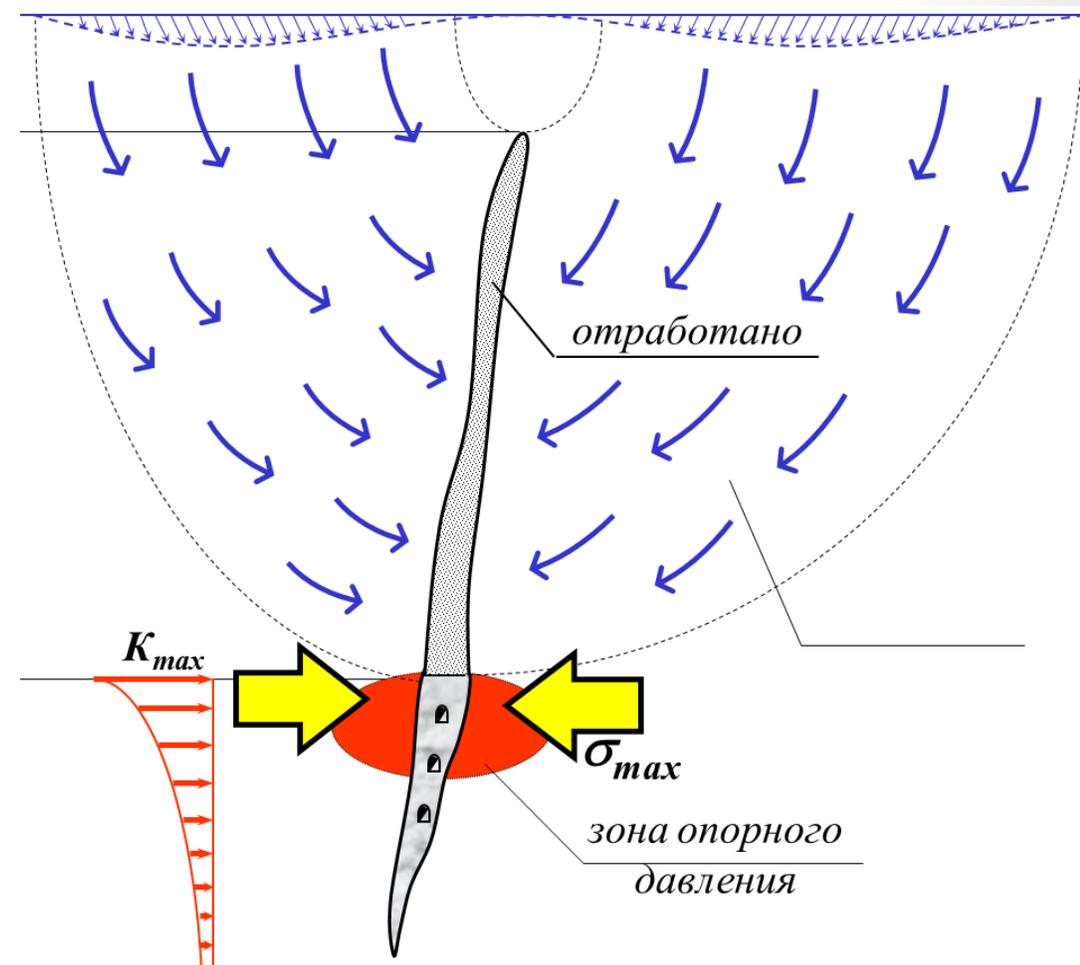
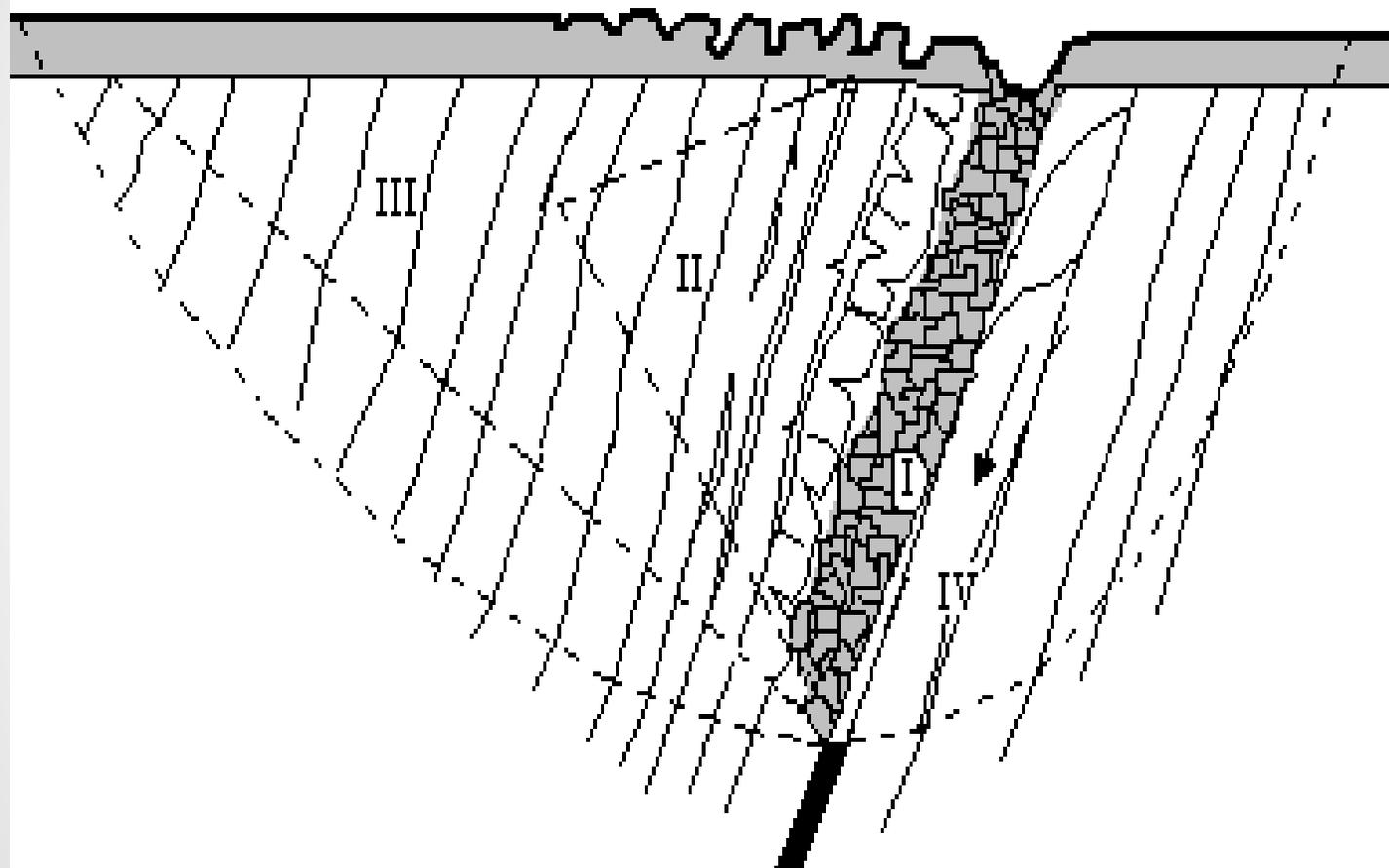
граниты, сиениты

слабые метасоматиты

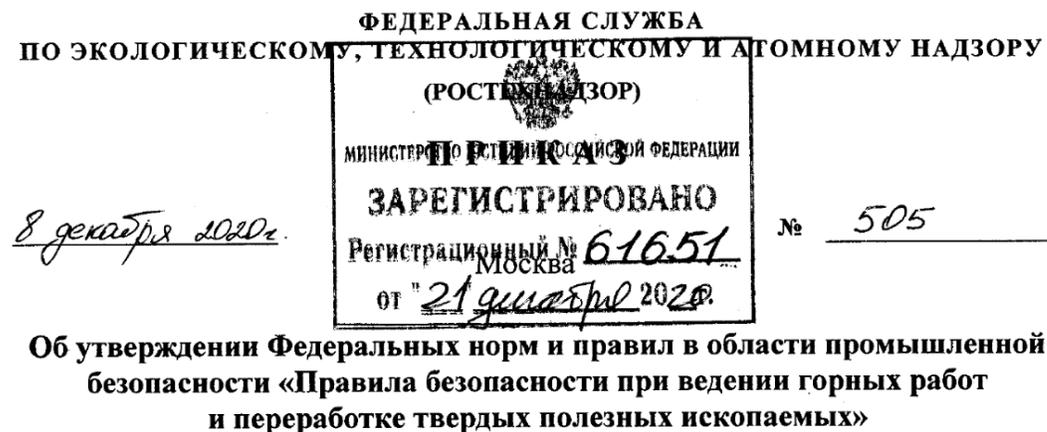
При добыче руды системами с обрушением следует различать отработку залежей :

а) с выходом на поверхность

б) слепых



**данное требование
Правил безопасности...
относится к отработке
залежей с выходом на
поверхность**



127. При работах с обрушением боковых пород и кровли в случаях задержки обрушения кровли свыше шага, установленного паспортом, необходимо применять принудительное обрушение.

При этом очистные работы запрещаются, а работы по обрушению производятся в соответствии с мероприятиями, утвержденными техническим руководителем шахты.

128. Выходы из обрушаемого участка до начала работ по обрушению должны быть освобождены от материалов и оборудования, а в случае необходимости дополнительно закреплены.

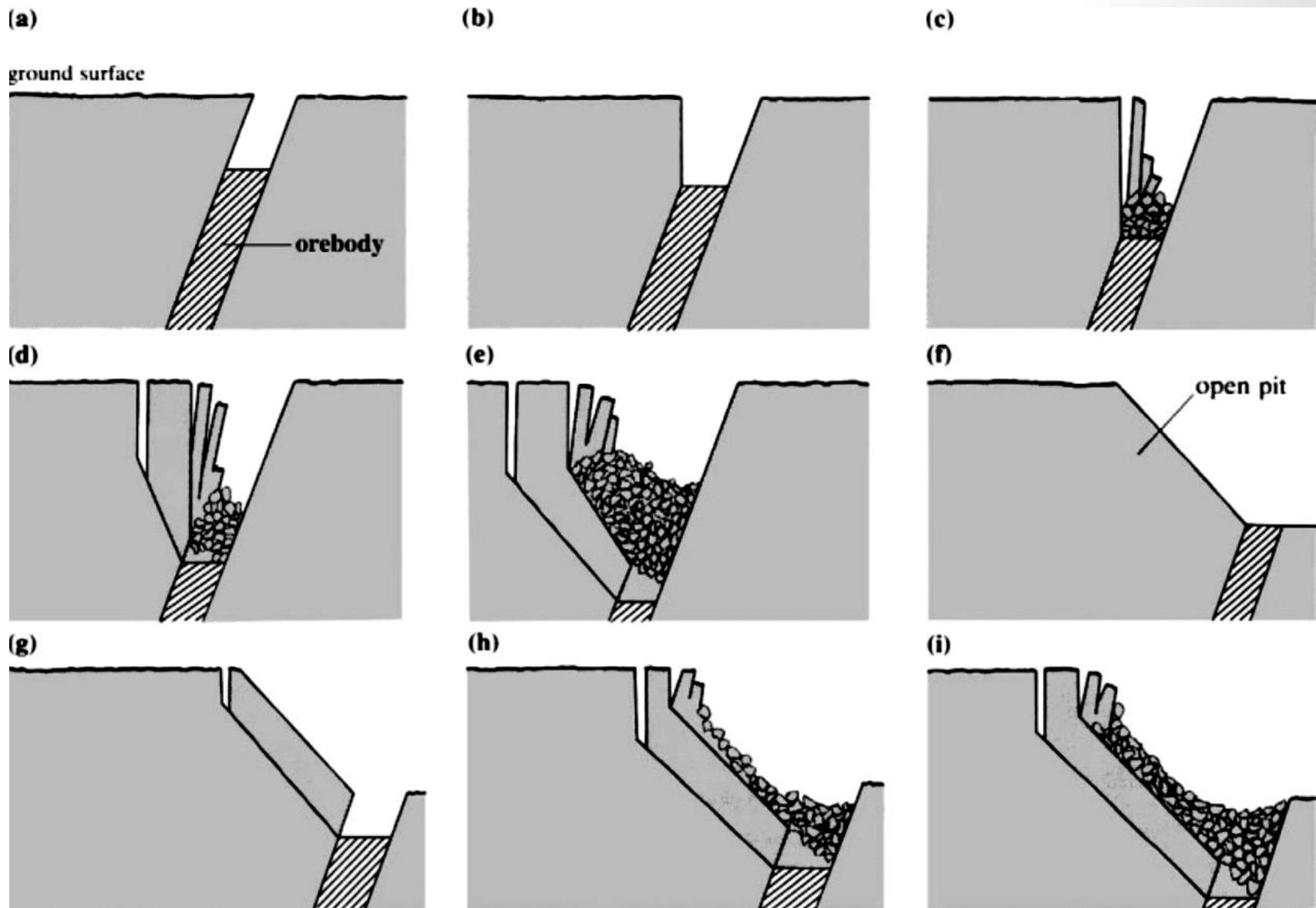
129. Запрещается применять системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород при наличии в налегающих породах пльвунов, неосушенных песков, суглинков и карстов, заполненных водой или газами.

При обработке залежей с выходом на поверхность системами с обрушением сдвигание пород висячего бока происходит с некоторым шагом.

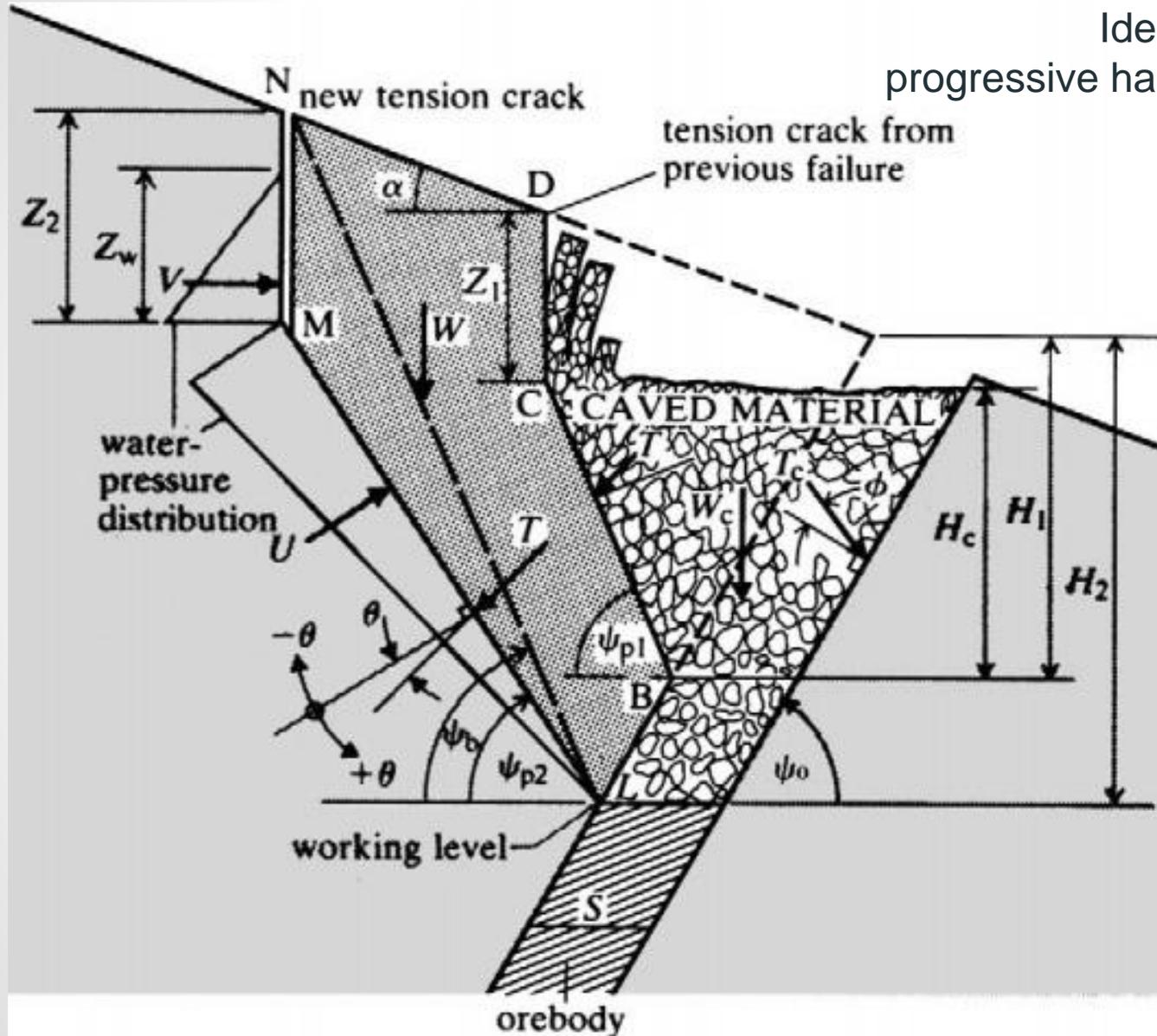
С увеличением глубины:

- *угол обрушения висячего бока уменьшается,*
- *шаг обрушения консоли висячего бока увеличивается*

Progressive failure sequence with increase in depth of mining (after Hoek, 1974)



Idealised model used in limiting equilibrium analysis of progressive hangingwall caving (after Brown and Ferguson, 1979)



Appendix D Limiting equilibrium analysis of progressive hangingwall caving

Rock Mechanics
for underground mining

Third edition
B. H. G. Brady
Emeritus Professor, The University of Western Australia, and Consulting Engineer, Montville, Queensland, Australia
E. T. Brown
Emeritus Professor, The University of Queensland, and Senior Consultant, Golder Associates Pty Ltd, Brisbane, Australia

D.1 Derivation of equations

The assumptions made, and the variables involved in the limiting equilibrium analysis of the problem illustrated in Figure 16.19, are set out in section 16.4.2.

Weight of wedge. The weight of the wedge of rock BCDNML in Figure 16.19 is

$$W = \frac{\gamma}{2} \left[\frac{H_2^2 \sin(\alpha + \Psi_0) \sin(\Psi_{p2} + \Psi_0)}{\sin^2 \Psi_0 \sin(\Psi_{p2} - \alpha)} - \frac{H_1^2 \sin(\alpha + \Psi_0) \sin(\Psi_{p1} + \Psi_0)}{\sin^2 \Psi_0 \sin(\Psi_{p1} - \alpha)} + Z_1^2 \frac{\cos \alpha \cos \Psi_{p1}}{\sin(\Psi_{p1} - \alpha)} - Z_2^2 \frac{\cos \alpha \cos \Psi_{p2}}{\sin(\Psi_{p2} - \alpha)} \right] \quad (D.1)$$

Base area of wedge. The area of unit thickness of the surface LM (Figure 16.19) on which failure takes place is

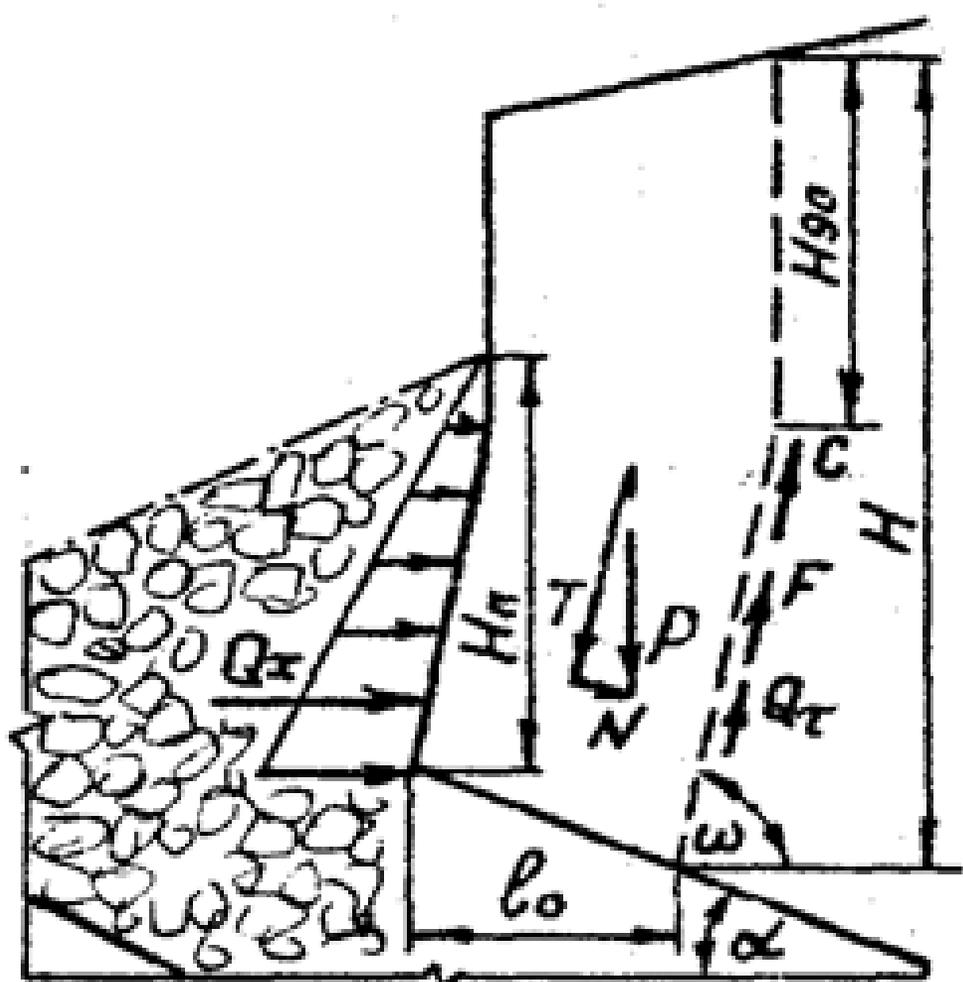
$$A = \frac{H_2(\sin \alpha \cot \Psi_0 + \cos \alpha) - Z_2 \cos \alpha}{\sin(\Psi_{p2} - \alpha)} \quad (D.2)$$

Thrust due to caved material. The thrust acting on the wedge BCDNML due to the caved material left in the crater is one of the most difficult parameters to estimate with confidence in this analysis. A simplified system of forces used to calculate T is shown in Figure 16.19. Resolving the forces W_c , T_c and T in the horizontal and vertical directions and applying the equations of equilibrium of forces gives the solution

$$T = \frac{1}{2} \gamma_c H_c^2 K \quad (D.3)$$

where

$$K = \frac{\left\{ (\cot \Psi_{p1} + \cot \Psi_0) + 2 \frac{S}{H_c} \right\}}{\cos(\Psi_{p1} - \phi_w) + \sin(\Psi_{p1} - \phi_w) \cot(\Psi_0 - \phi_w)} \quad (D.4)$$



Крапивин В.Н. (1994) Расчет шага обрушения l_0 консоли висячего бока:

$$l_0 = \frac{C_m (H - H_{90}) + 0,5 H_n^2 \cdot \gamma^* \cdot \operatorname{tg}^2 \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi^*}{2} \right) \cdot \sin^2 \omega \cdot \operatorname{tg} \varphi}{\gamma H (\sin \omega - \cos \omega \cdot \operatorname{tg} \varphi) \cdot \sin \omega}$$

где C_m – сцепление в массиве; H_{90} – предельная высота вертикального откоса (глубина вертикальных трещин отрыва); H_n – высота подпора стенки обрушения навалом пород; γ^ и φ^* – объемная масса и угол внутреннего трения обрушенных пород; γ и φ – то же для пород в массиве; ω – угол обрушения породного массива.*

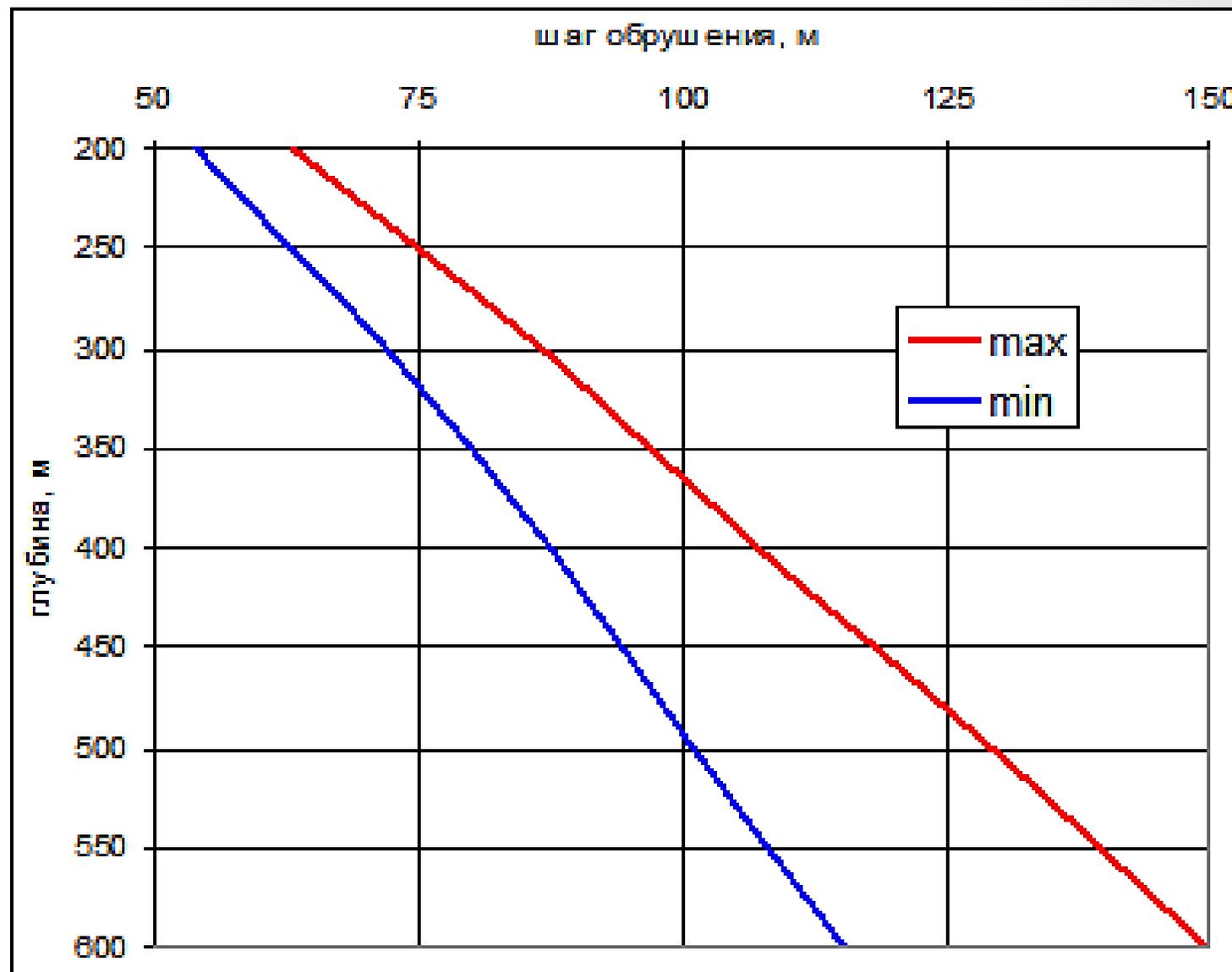
Крапивин В.Н. (1994) Расчет шага обрушения l_0 консоли висячего бока:

Пример расчета

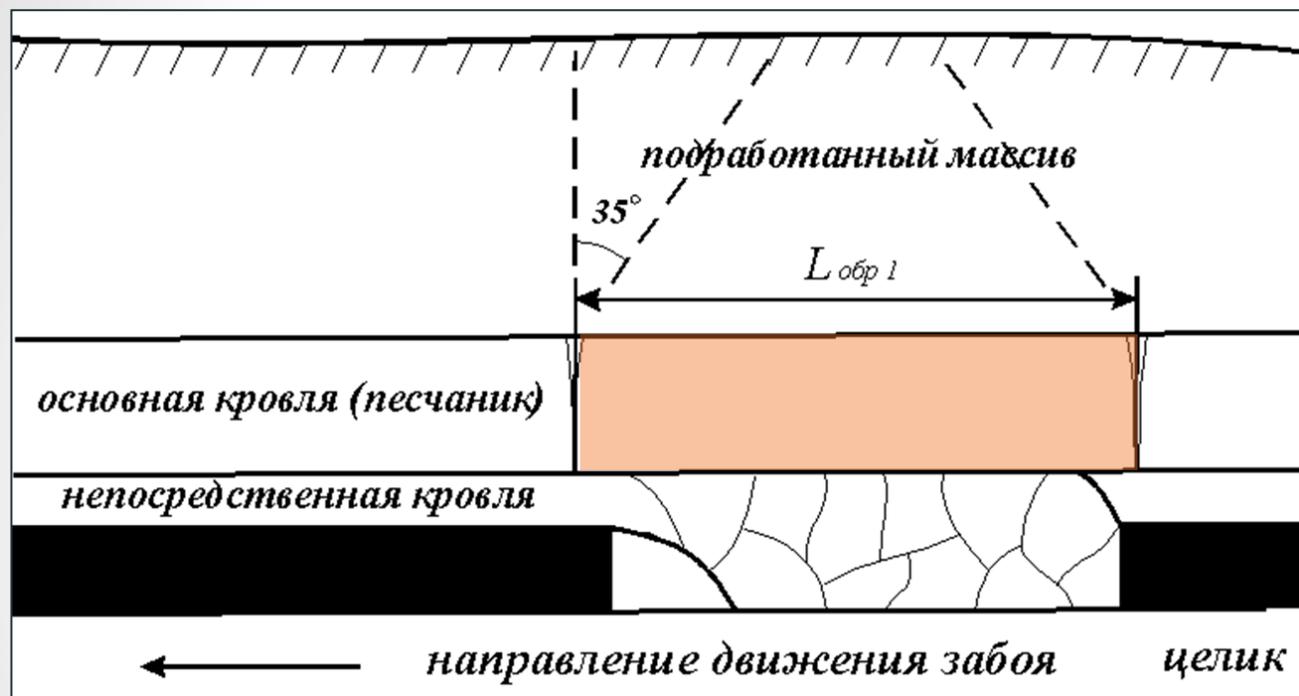
Исходные данные:

$C_m = 1,5$ МПа; $H_{90} = 60$ м; $H_n = 0,8H$; $\gamma = 2,75$ т/м³;
коэффициент разрыхления пород при обрушении
 $K_p = 1,15$; $\gamma^* = 2,39$ т/м³; $\varphi = \varphi^* = 35^\circ$.

Глубина горных работ, м		200	300	400	500	600
Угол обрушения консоли, град.	max	78	73	70	67	65
	min	87	82	79	77	75
Шаг обрушения консоли, м	max	63	87	107	129	150
	min	54	72	87	101	115

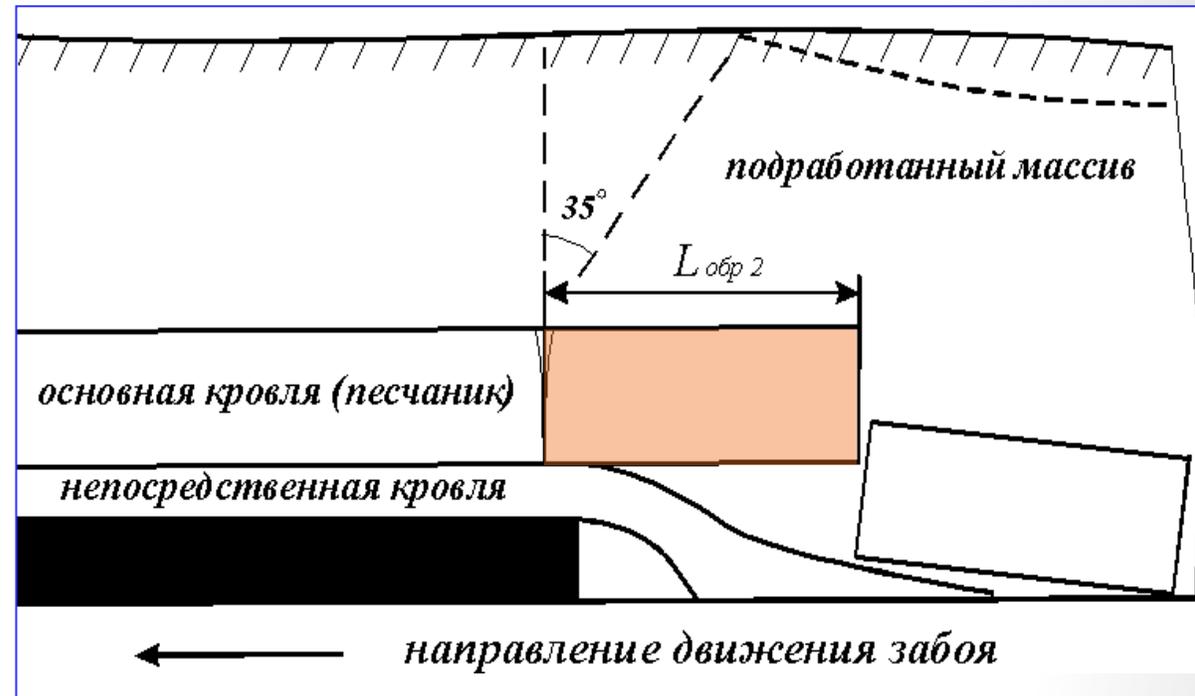


первичное обрушение защемленной балки



$$L_1 = (h_{н.к.} + h_{о.к.}) \sqrt{\frac{2 \cdot \sigma_{изг.ср}}{\gamma \cdot H \cdot \cos \alpha \cdot k}}$$

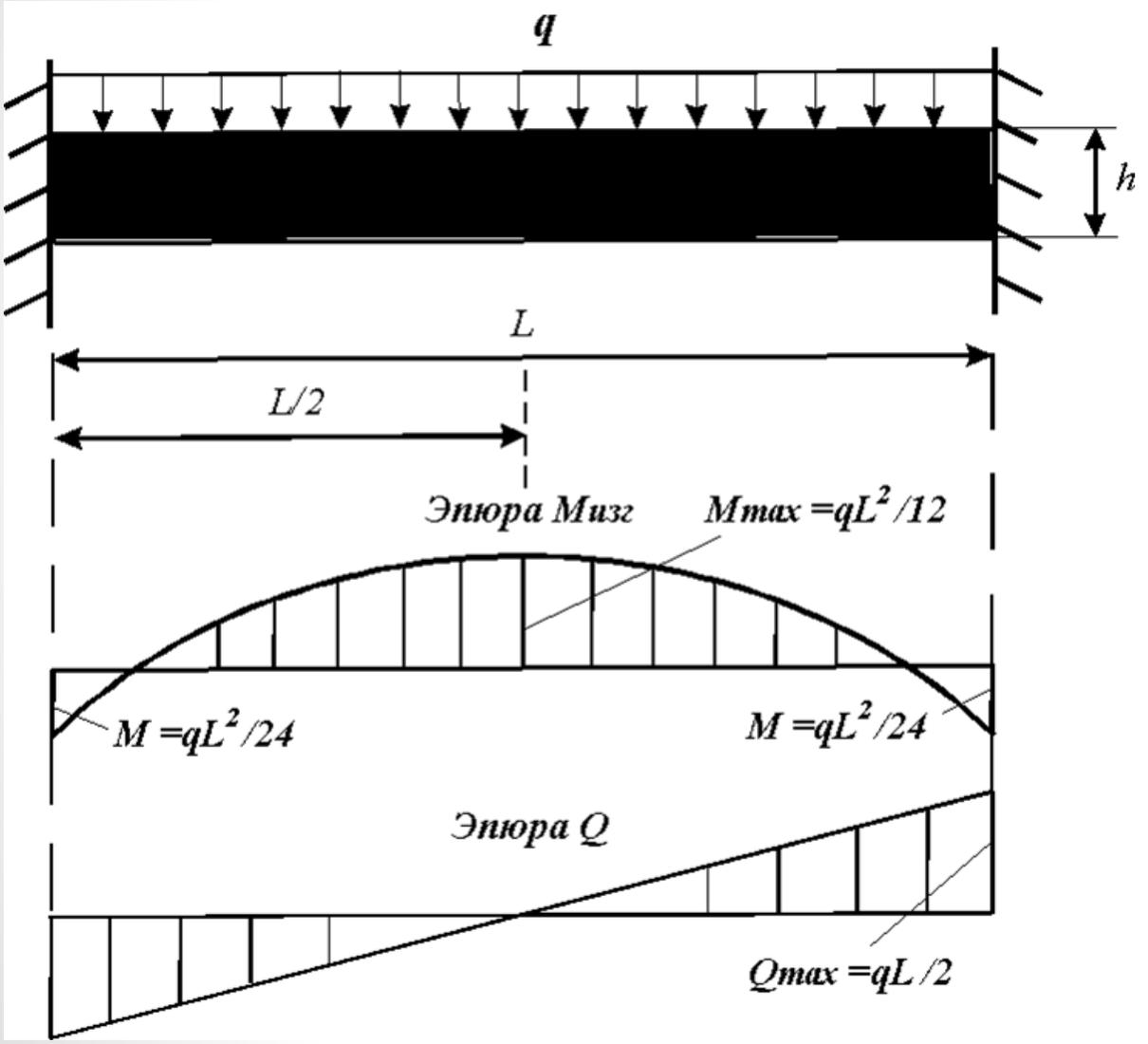
вторичное обрушение консоли



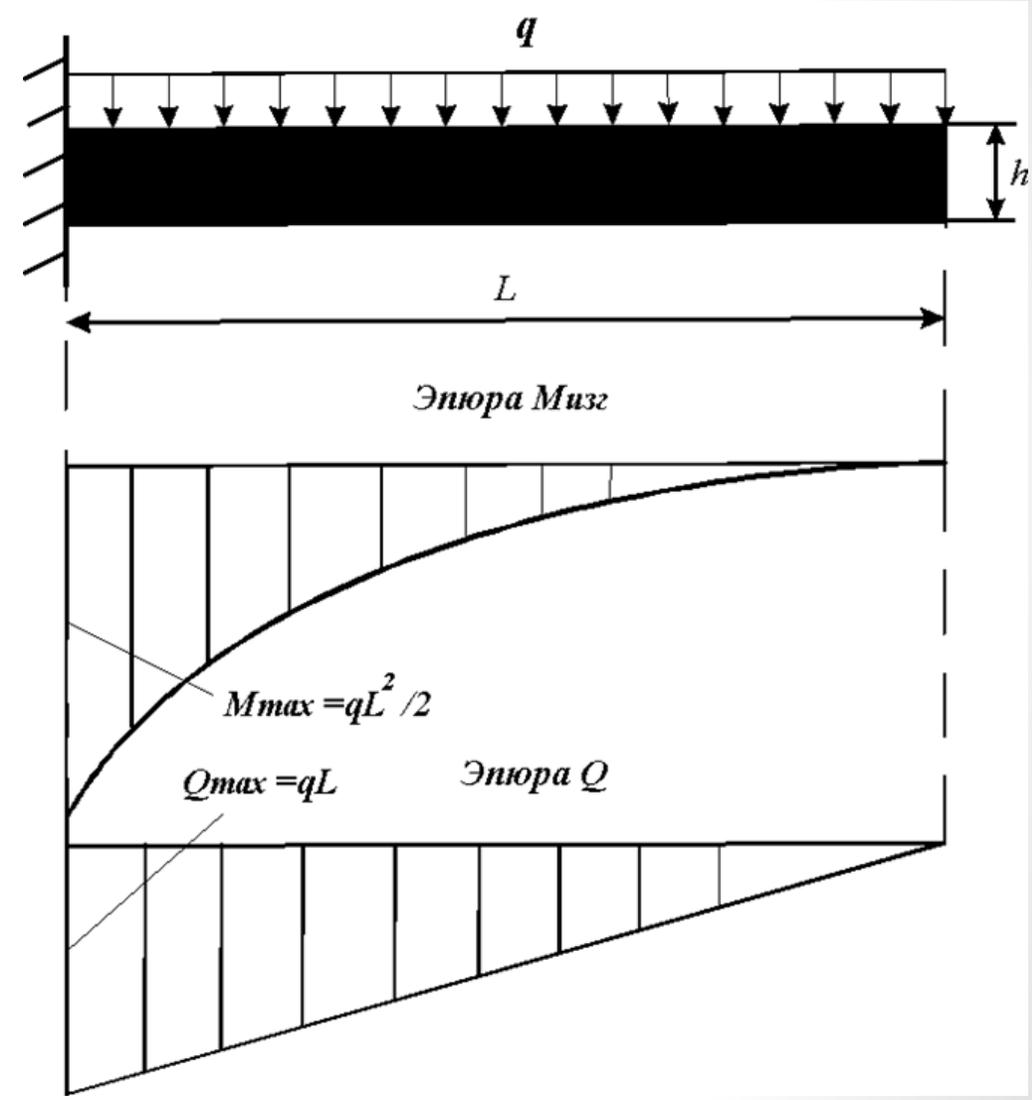
$$L_2 = (h_{н.к.} + h_{о.к.}) \sqrt{\frac{\sigma_{изг.ср}}{3 \gamma H \cdot \cos \alpha \cdot k}}$$

$$L_2 = 0,4L_1$$

первичное обрушение защемленной балки



вторичное обрушение консоли

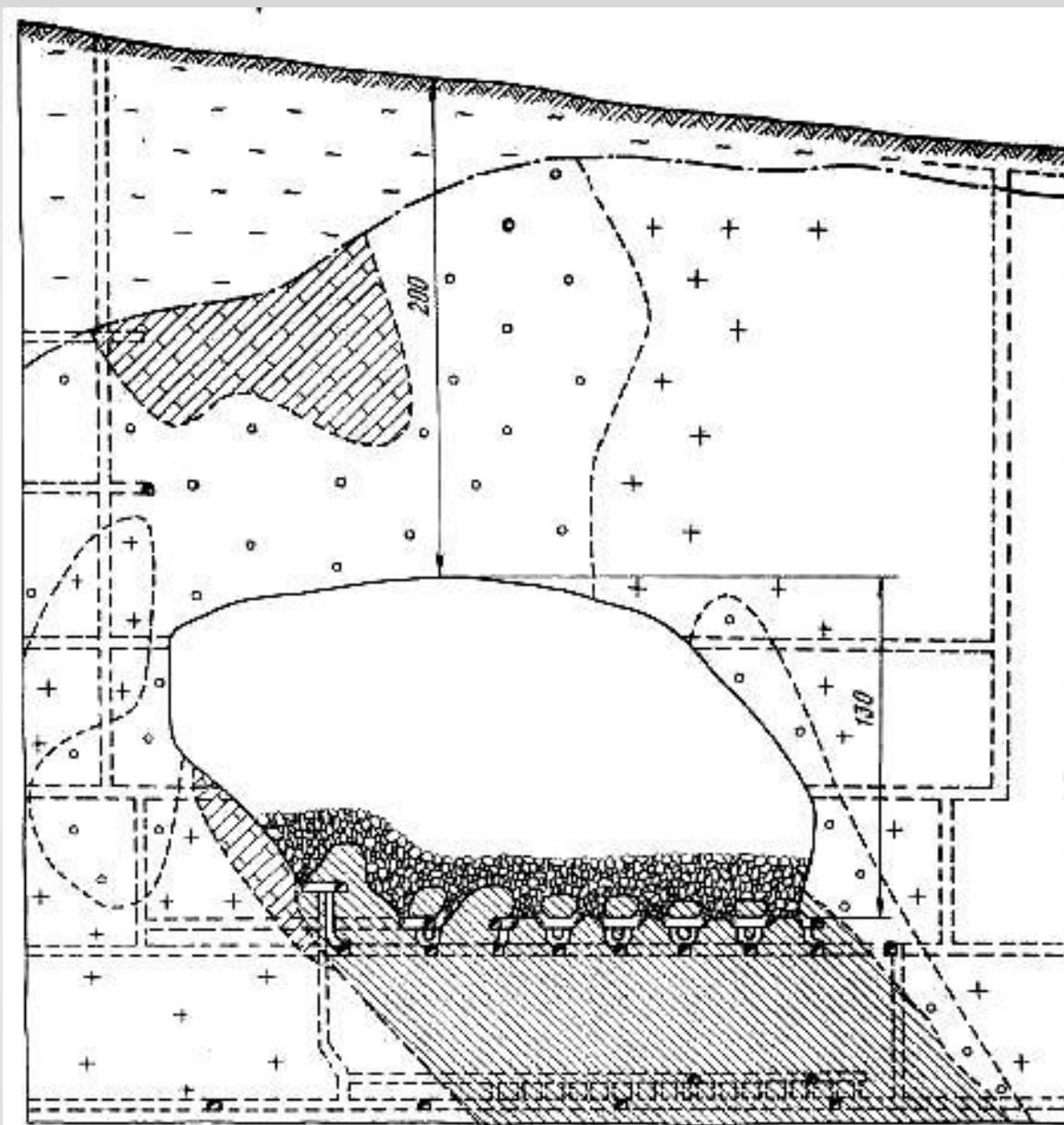


*Именитов В.Р. et al.
Локализация пустот... 1983*

Горная Шория рудник Темир-Тау рудное тело Дальнее

При разработке мощной слепой наклонной рудной залежи системой с обрушением на глубине 200 м произошло зависание крепких устойчивых пород. Образовалась пустота объемом ~1,5 млн.м³ высотой более 100 м.

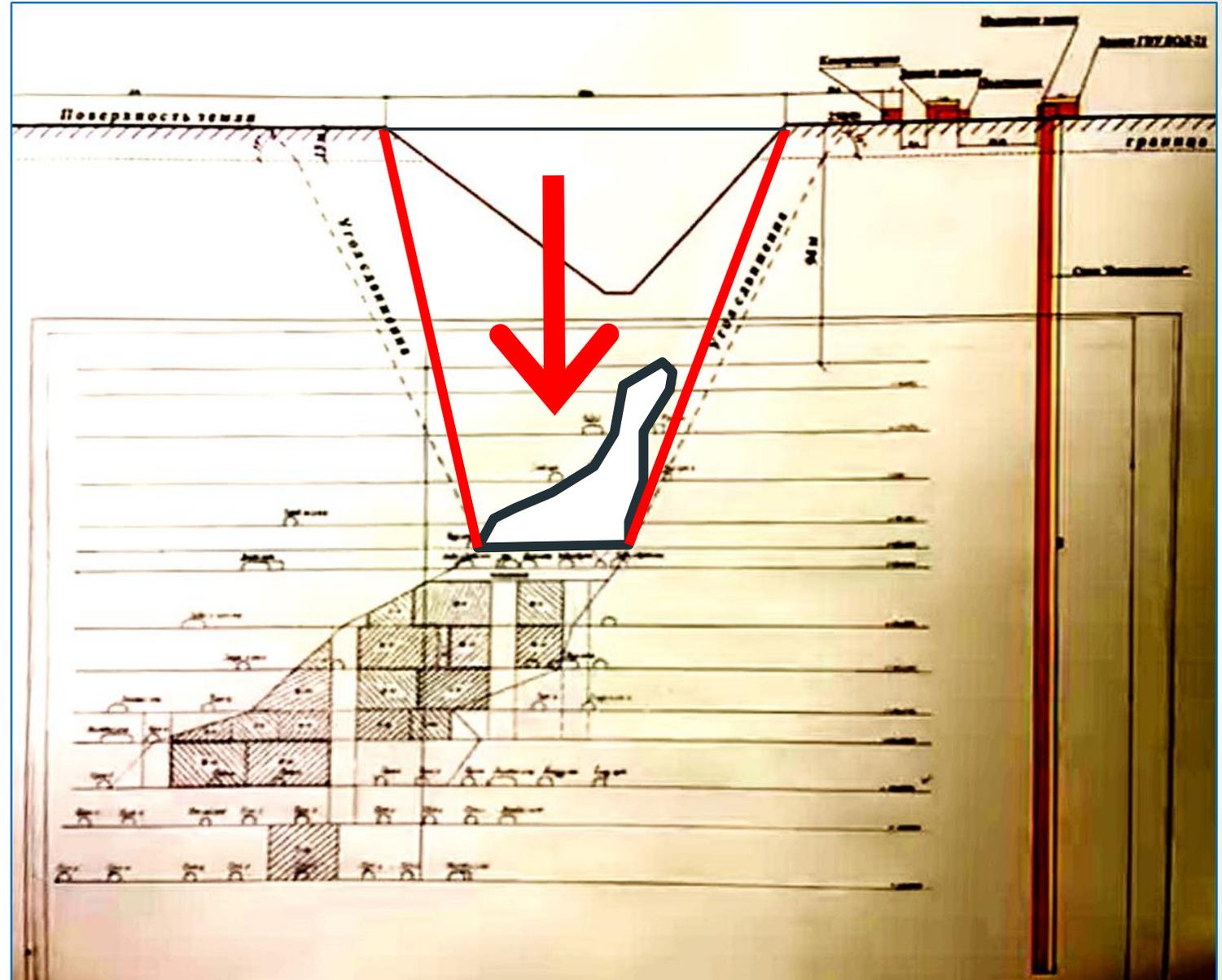
Возник риск воздушного удара при ликвидации зависания



Зависание (остановка обрушения) при отработке слепых залежей

*Майкаинзолото 04.01.2024 г.
рудник МПР*

После отработки верхних горизонтов системой с обрушением вмещающие породы не обрушались. Произошло зависание налегающей толщи. Внезапное обрушение с выходом провала на поверхность произошло 04.01.2024 г. Оно явилось причиной группового Н.С. на поверхности.



При отработке слепых залежей вопрос обрушения вмещающих пород (возможность зависания ? как ликвидировать зависание ?) решаются с помощью методик:

- оценки устойчивости очистных камер Мэтьюза-Потвина***
- оценки устойчивости потолочин Картера***

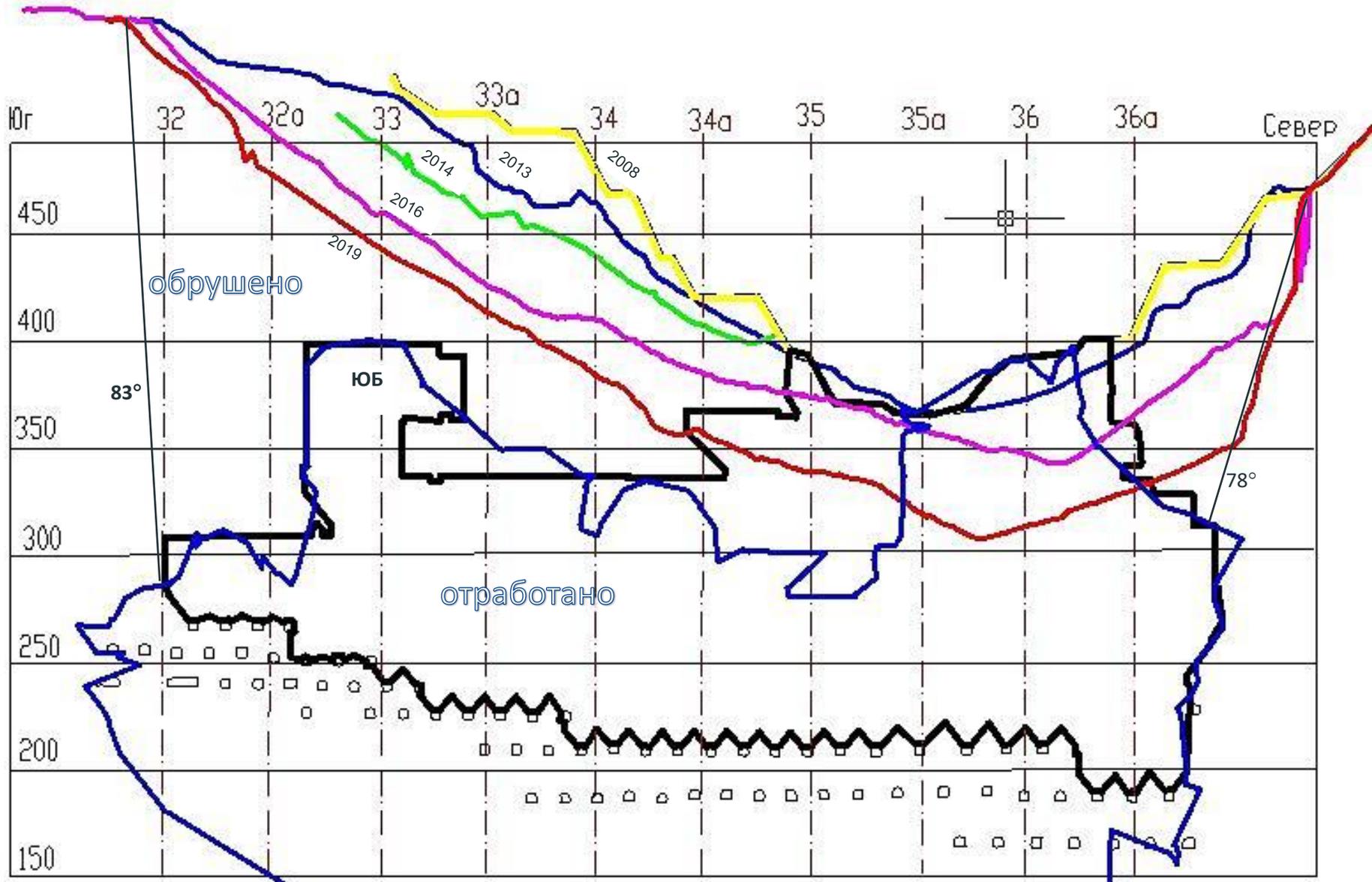
В 2010 г. на руднике Нурказган при отработке Южного блока (ЮБ) системой подэтажного обрушения после отработки н/э 360 м, 335 м, 305 м над ними произошло зависание налегающей толщи на площади 5,1 тыс.м² высотой 95 м. Появился риск мощного воздушного удара при внезапном обрушении налегающей толщи. Горные работы в ЮБ остановлены. Блок изолирован, чтобы предотвратить распространение воздушной волны.

Оценка устойчивости ЮБ по методике Мэтьюза-Потвина

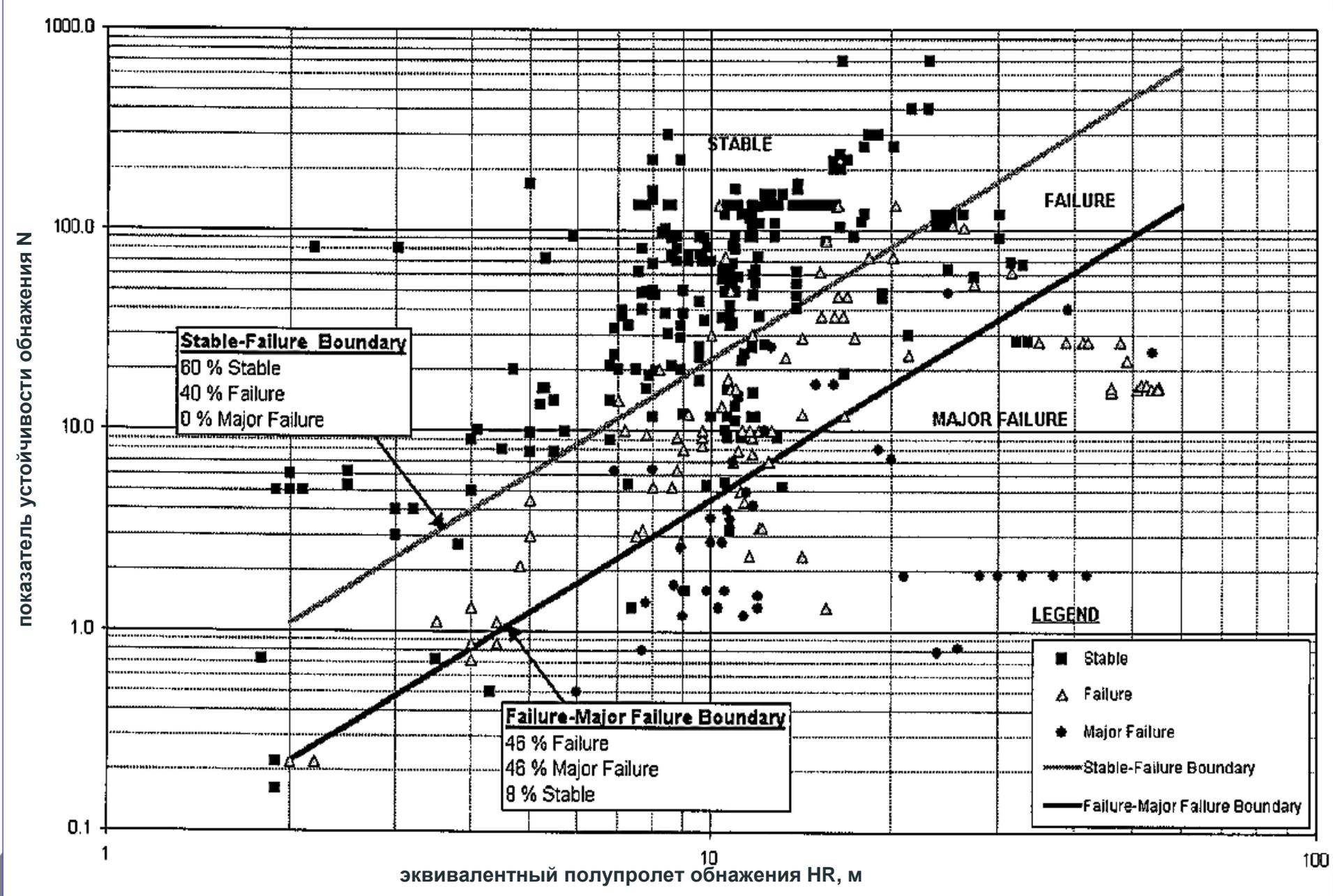
показатели и факторы:	min	max
нарушенности массива трещинами RQD =	80	90
количества систем трещин в массиве $J_n =$	12	15
степени шероховатости трещин $J_r =$	3	4
степени выветрелости трещин $J_a =$	1	1
действующих напряжений и прочности пород A =	1	1
ориентировки трещин относительно обнажений B =	0.3	0.8
угла наклона обнажения C =	2	2
расчетный показатель устойчивости обнажений N =	12	38

Развитие горных работ для ликвидации зависания в ЮБ

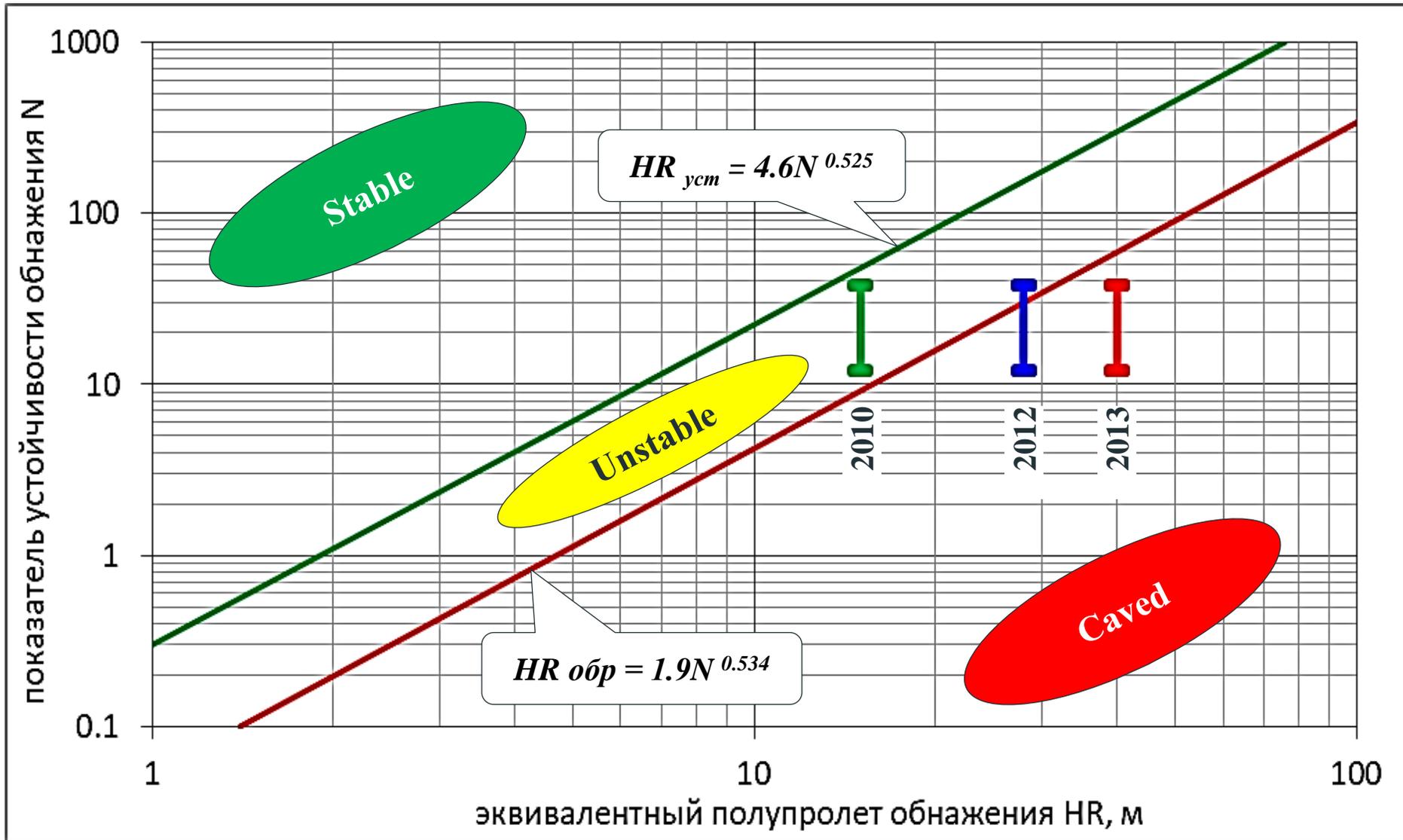
год	HR, м	N	Status Состояние
2010	15	12÷38	Stable Устойчиво
2012	28		Unstable Неустойчиво
2013	40		Caved Обрушено



Расширенная диаграмма Мэтьюза с областями устойчивых и обрушенных обнажений (Mawdesley, 2002)



Состояние ЮБ на расширенной диаграмме Мэтьюза



Если произошло зависание пород над отработанными блоками, следует пользоваться рекомендацией ПТЭ (1979):

§ 268. Систему подэтажного обрушения можно применять для отработки крутопадающих рудных тел мощностью более 3 м, а также при мощности более 7 м с любым углом падения при неустойчивых и средней устойчивости бедных рудах, залегающих в неустойчивых и средней устойчивости вмещающих породах, легко обрушающихся вслед за выемкой руды.

Систему подэтажного обрушения можно применять в устойчивых и крепких рудах и вмещающих породах при условии создания искусственной подушки из обрушенных пород.

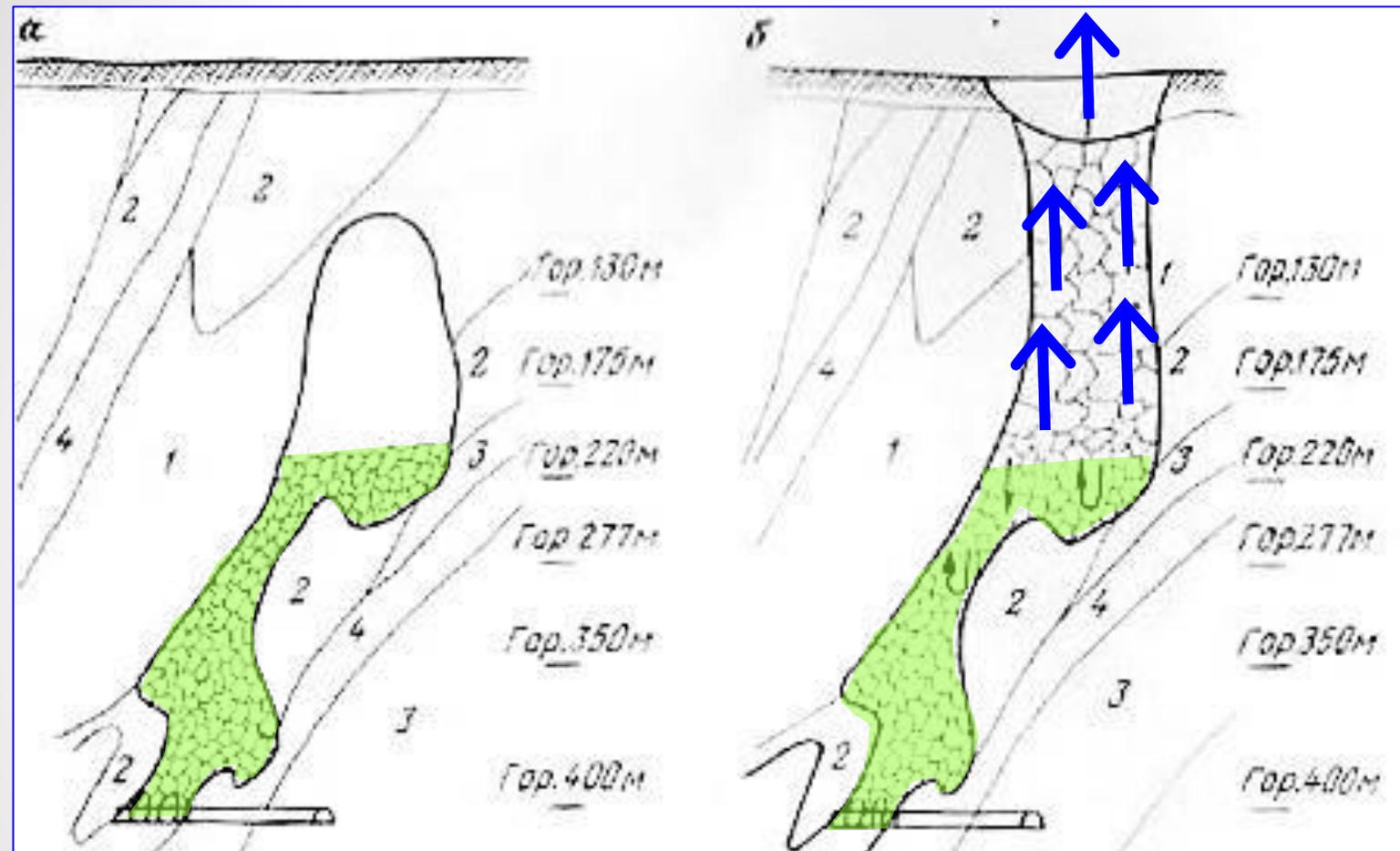
*породная подушка устраняет риск
воздушного удара при внезапном обрушении
в выработках днища блоков*

Воздушный удар – поток уплотненного воздуха, который с большой скоростью распространяется от зоны обрушения во все стороны по горным выработкам.

Травмирующее воздействия воздушного удара определяется двумя факторами:

- избыточным давлением воздуха на фронте воздушной волны при быстротечных процессах: взрывах ВВ, метана, сульфидной пыли; при обрушении налегающей толщи высокого избыточного давления в камерах не образуется;
- скоростью воздушного потока.

<i>Избыточное давление на фронте ударной воздушной волны</i>	<i>Травмирующее воздействие</i>
<i>0,2 ÷ 0,4 атм (20 ÷ 40 кПа)</i>	легкая контузия: головокружение, головная боль
<i>0,3 ÷ 1,0 атм. (30 ÷ 100 кПа)</i>	разрыв барабанных перепонок
<i>0,4 ÷ 1,0 атм. (40 ÷ 100 кПа)</i>	сильная контузия с повреждением внутренних органов, кровеносных сосудов, мышц
<i>0,1 атм. (10 кПа)</i>	<i>Допустимое давление на фронте ударной воздушной волны для людей</i>



Case Study: Кривбасс шх. Центральная

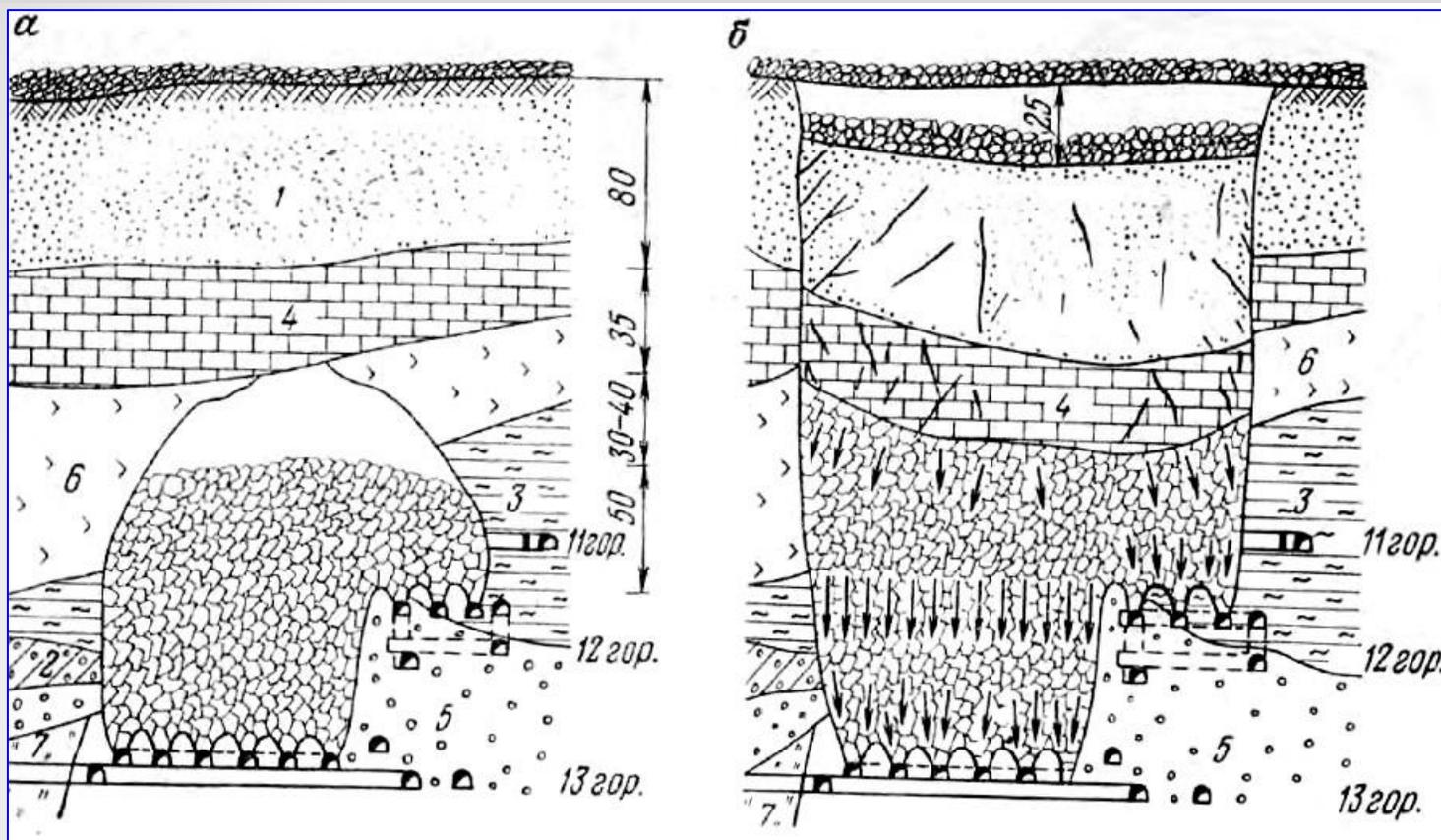
*состояние: а – перед обрушением;
б – в момент обрушения*

Системой поэтажного обрушения вели добычу руды в 1950÷1960 г.г. Потолочина у земной поверхности сохраняла устойчивость. За счет самообрушения и принудительного обрушения над гор. 400 м образована породная подушка толщиной 100÷150 м. Через 3 года после завершения добычи произошло внезапное обрушение потолочины на площади 120×100 м. Воздушной волны в выработках не было. Воздух выталкивался в атмосферу через обрушающиеся породы с выбросом кусков на высоту десятки метров.

На поверхности образовался провал глубиной 50 м.

1 – роговики; 2 – джеспилиты; 3 – гидрогематит-мартитовые роговики;
4 – сланцы; зеленым – породная подушка; синим – выброс воздуха

Именитов В.Р. et al.
Локализация пустот... 1983



Case Study: Лениногорск (Риддер) рудник 40 лет ВЛКСМ

состояние: а – перед обрушением;
б – в момент обрушения

Системой с обрушением обработаны блоки:

блок	период отработки	площадь подработки	толщина породной подушки
2	апрель 1963 - май 1964	4400 м ²	50 - 60 м
3	декабрь 1964 - январь 1966	4680 м ²	80 - 100 м
4	апрель 1965 - январь 1966	3100 м ²	
итого :		12180 м ²	

21.05.1966 г. произошло обрушение потолочины над блоками 2, 3, 4 с выходом на поверхность провала на площади 140×120 м глубиной 25 м. В шахте произошел воздушный удар большой силы.

1 – наносы; 2 – брекчии; 3 – сланцы; 4 – известково-глинистые сланцы;
5 – микрокварциты; 6 – красно-зеленые туфы; 7 – серицито-глинистые сланцы

Воздушный поток прорвался через породную подушку в блоке 2 и произвел разрушения в выработках на удалении до 250÷500 м от границы зоны обрушения: на 11 гор. разрушена бетонная перемычка; на 12 гор. разрушены 3 перемычки, сдвинут состав вагонов весом 77 т, оборудование весом до 100 кг отброшены на расстояние 30÷60 м. Скорость воздушного потока на удалении 100÷150 м достигала: на 12 гор. = 30÷40 м/с, на 13 гор. = 6÷10 м/с.

Case Study: Воздушный удар с выбросом воздуха при обрушении пород в Березниках с техногенным землетрясением

видео

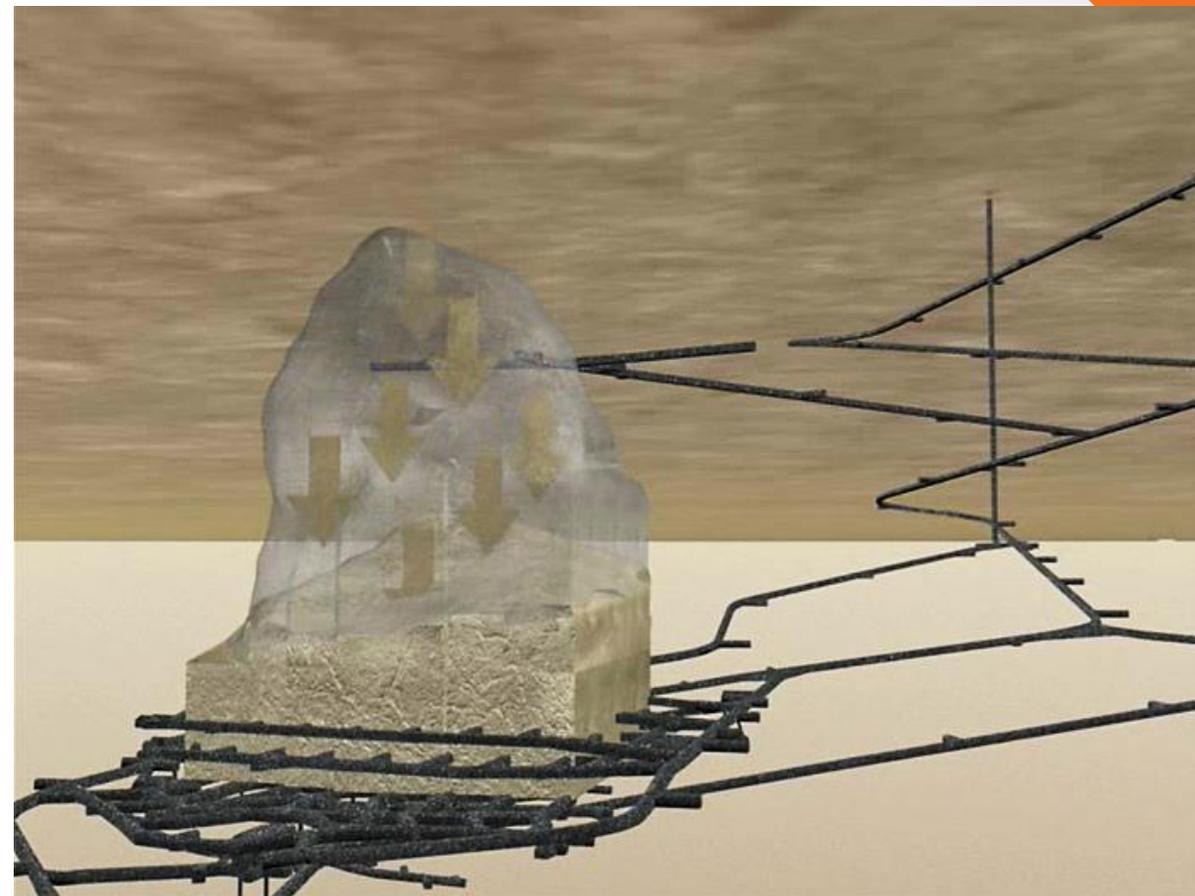


Рудник Northparkes, Rio Tinto (NSW, Australia)

Блок E26 обрабатывался системой этажного само обрушения. Площадь подсежки ~160×160 м; мощность рудной подушки (обрушенной руды) ~60÷80 м; высота зоны обрушения над навалом обрушенной руды ~180 м (по проекту должна быть 10÷20 м); объем воздуха в зоне обрушения ~4 млн.м³.

24.11.1999 г. в 14:46 произошло внезапное обрушение потолочины между дном карьера и верхней границей зоны обрушения мощностью ~100 м. Это вызвало воздушный удар в вышележащих выработках разведочного горизонта (№ 1). Скорость воздушного потока по расчетам превышала 300 м/с (более 1000 км/ч). Давление на фронте воздушной волны достигало 15 атм (1500 кПа). Ударная волны гнула анкерные болты и накладки, сдирала сетку со стенок выработок и отбрасывала оборудование массой 5 т на расстояние 170 м.

В шахте от воздушного удара погибло 4 человека.



видео

Воздушный удар происходит при выполнении двух условий:

● *должно произойти лавинообразное разрушение МКЦ (цепная реакция разрушения по принципу домино) на большой площади;*

● *эквивалентный пролет зоны с разрушенными МКЦ должен превысить предельный, при котором происходит обрушение всей налегающей толщи до поверхности, в результате чего в сдвигение вовлекаются большие массы подработанных пород.*



Воздушный удар при обрушении

*Пример. Шх. 31-32, гор. 180 м,
штр. 21-22-19-9-8-7-1-2*

Оценка возможности воздушного удара:

*эквивалентный пролет участка с
неустойчивыми МКЦ:*

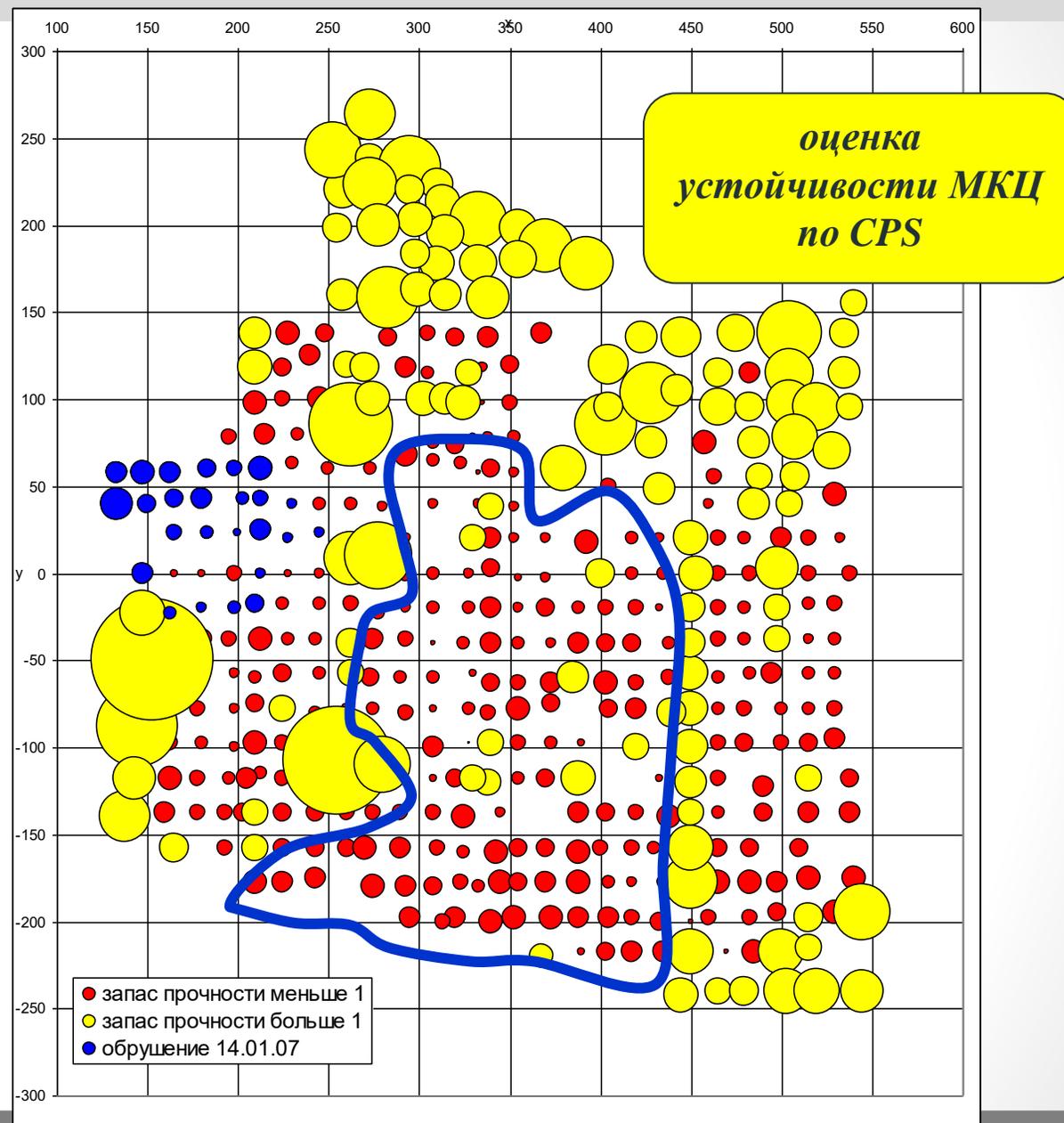
$$160 \times 270 \rightarrow L_э = 138 \text{ м};$$

$$S \sim 43 \text{ тыс. м}^2; H = 235 \text{ м};$$

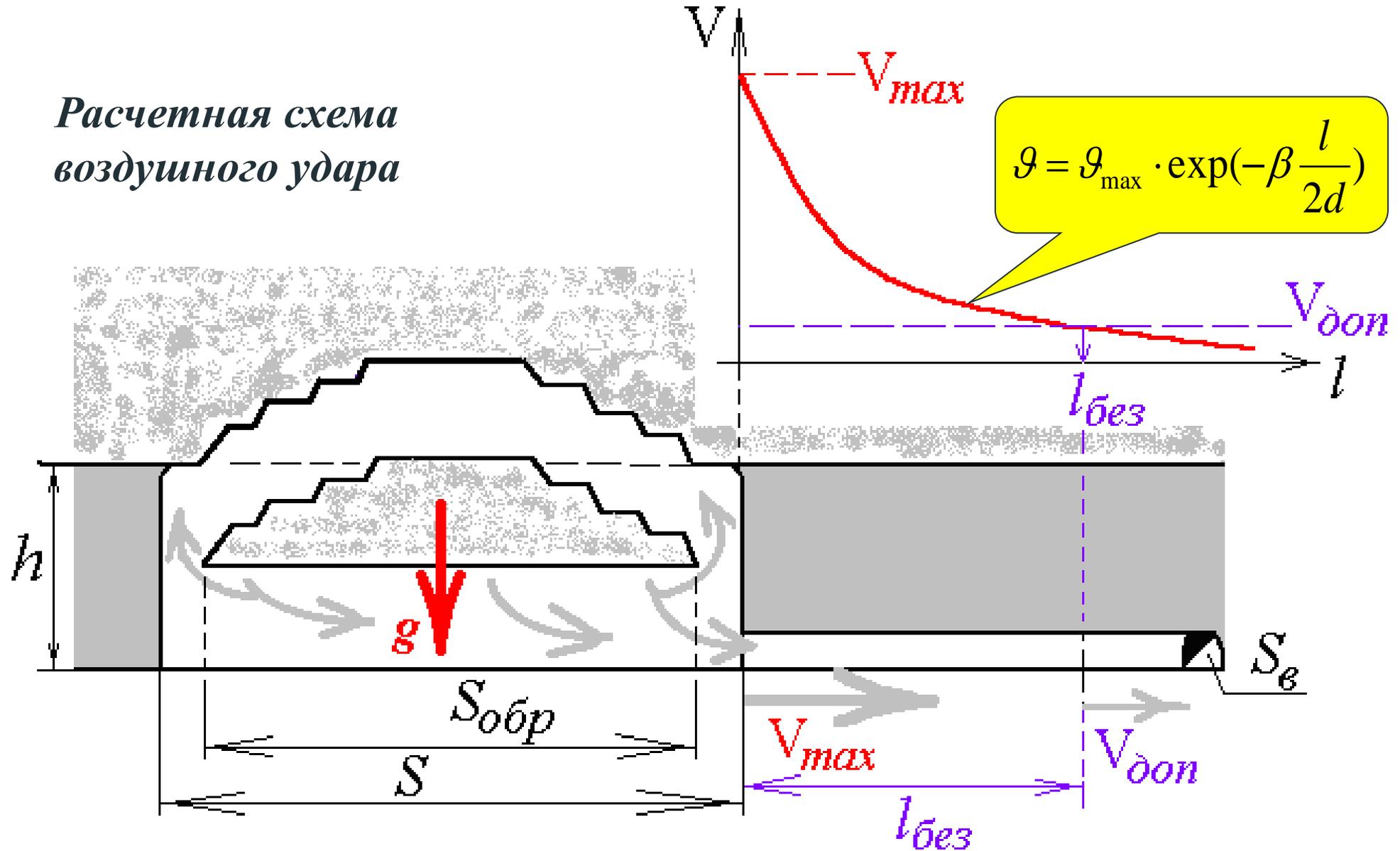
предельный эквивалентный пролет:

$$L_э = 1,08H = 254 \text{ м}$$

*Эквивалентный пролет ослабленного
участка меньше предельного, поэтому
воздушный удар невозможен !*



Расчетная схема
воздушного удара



Максимальная скорость воздушного потока на границе обрушающегося замкнутого выработанного пространства:

$$v_{\max} = \frac{\mu S \sqrt{2gh}}{\Sigma S_e + (1 - \mu)S}$$

где $\mu = S_{\text{обр}} / S \sim 0,8$; ΣS_e – суммарное сечение подходных выработок, сбитых с погашаемым выработанным пространством; $g = 9,81 \text{ м/с}^2$;

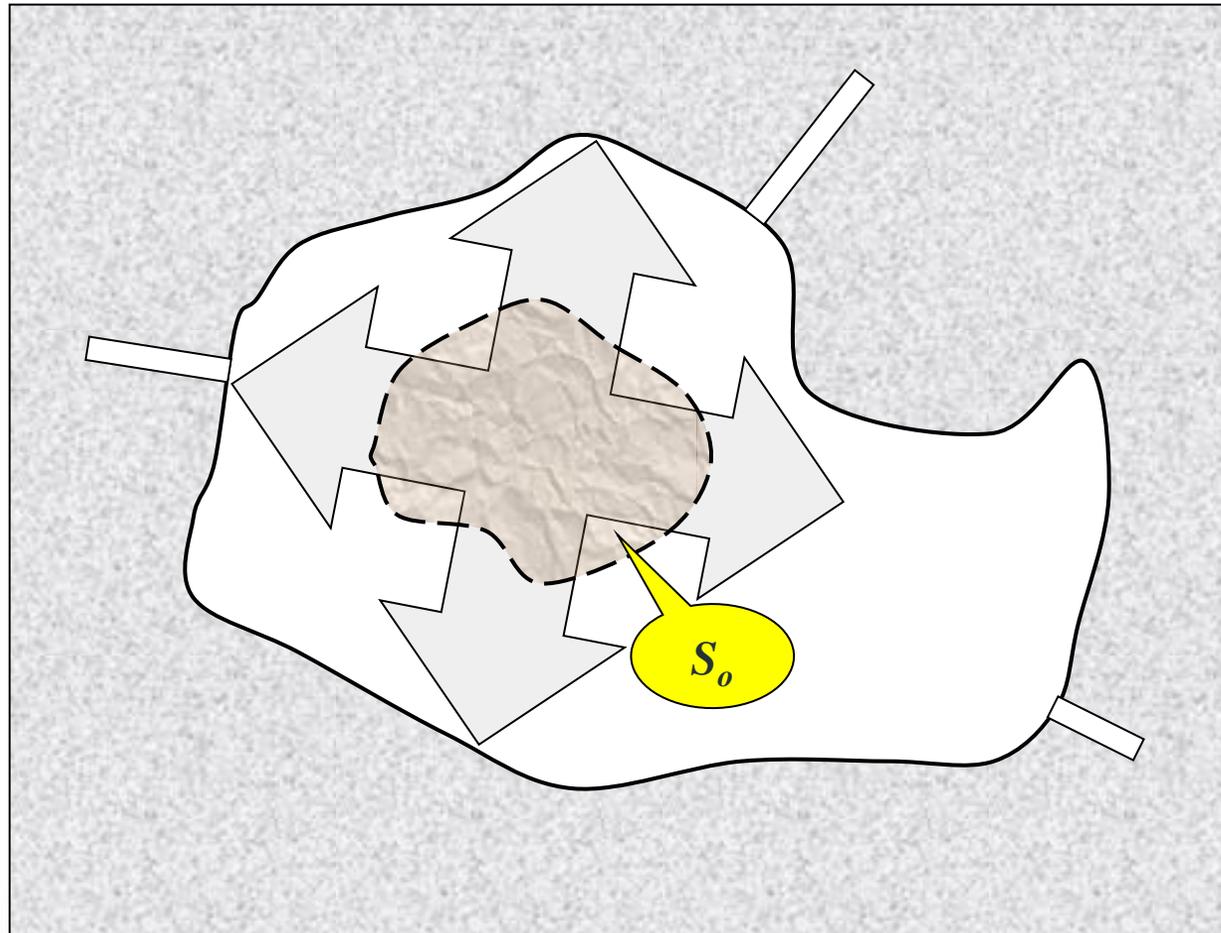
h – выемочная мощность.

Пример. Шх. 31-32, гор. 180 м, штр. 21-22-19-9-8-7-1-2

$S = 43000 \text{ м}^2$; $h = 9,6 \text{ м}$; $\mu = 0,8 \rightarrow v_{\max} = 54 \text{ м/с}$

Максимальная скорость воздушного потока

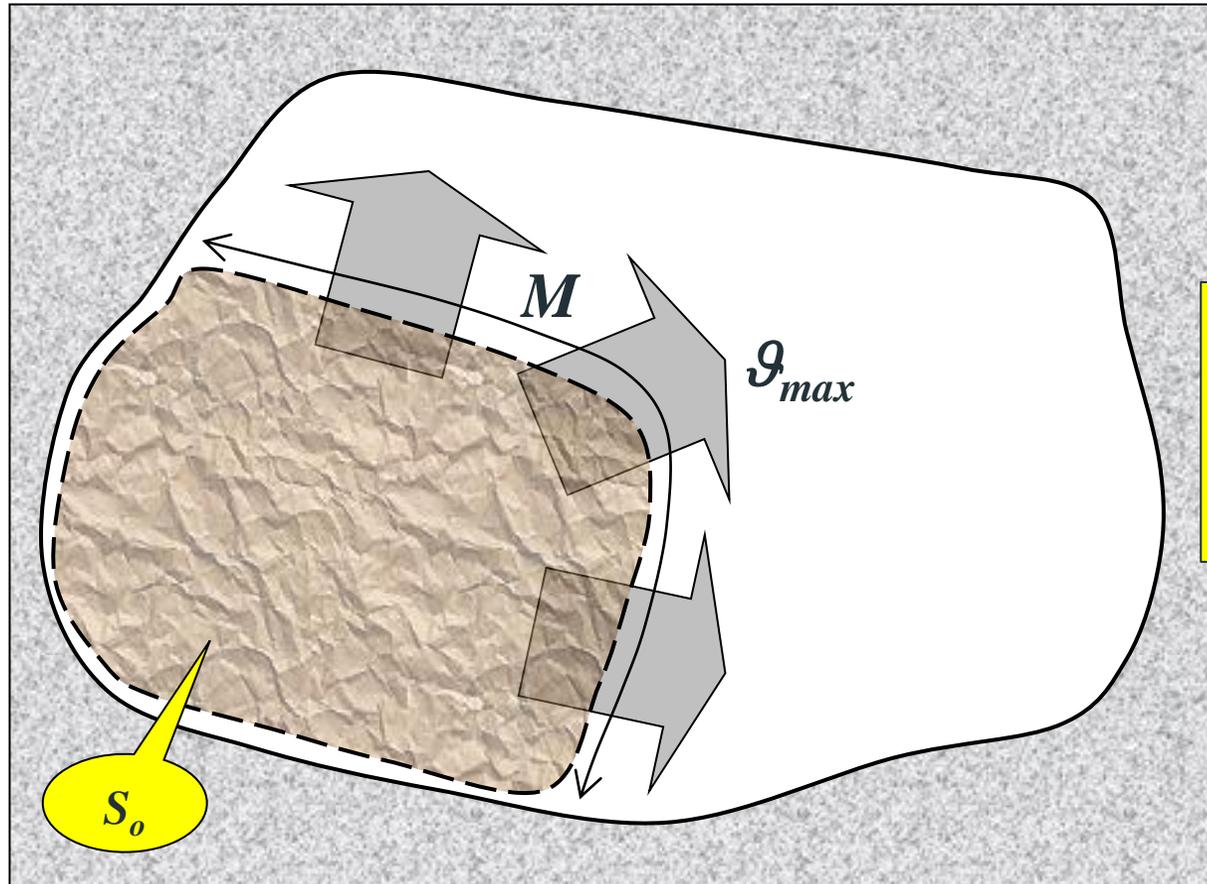
при внезапном обрушении неустойчивого участка выемочной мощностью h , площадью S_o , периметром p в центральной части обширного выработанного пространства



$$g_{\max} = \frac{S_o}{p} \sqrt{\frac{g}{2h}}$$

Максимальная скорость воздушного потока

при внезапном обрушении частично изолированного участка выемочной мощностью h , площадью S_o с длиной открытого контура M



$$v_{max} = \frac{S_o}{M} \sqrt{\frac{g}{2h}}$$

Безопасное расстояние $l_{без}$, на котором скорость воздушной волны снижается до допустимой $v_{дон} = 15$ м/с и становится безопасной для людей:

$$l_{без} = (2d/\beta) \cdot \ln(v_{max}/v_{дон}) \cdot k\delta\Omega$$

где $d = S_e/p$; S_e , p – поперечное сечение и периметр выработки;

$\beta = 0,02$ - коэффициент шероховатости поверхности выработки;

k, δ, Ω - коэффициенты местных сопротивлений на поворотах, сопряжениях, расширениях и сужениях выработок.

Пример:

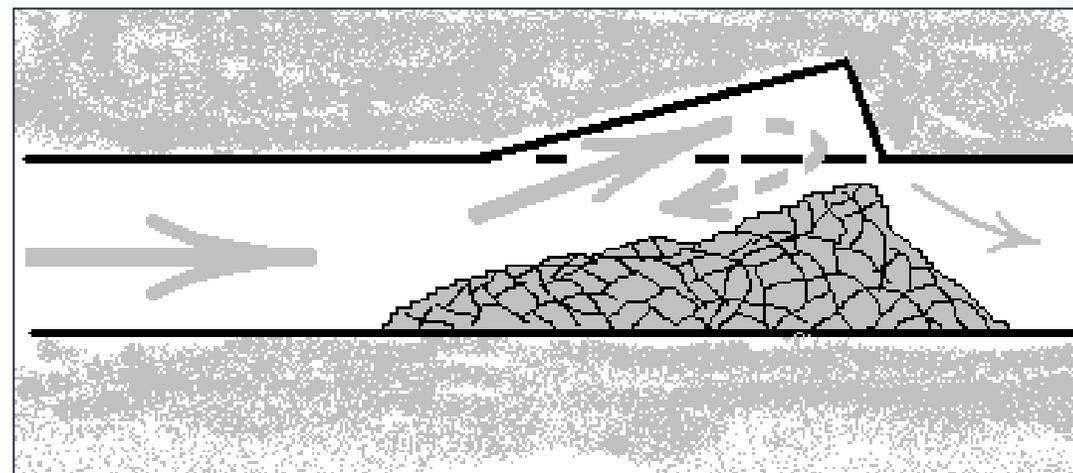
$S = 100 \times 100$ м;

$\mu = 0,8$; $h = 15$ м;

4 подходных выработки с сечениями 16 м²; $v_{max} = 65$ м/с;

$l_{без} = 147$ м

Ловушка воздушной волны в выработке, использующая эффект отражения



В. Р. Именитов,
В. Ф. Абрамов,
В. В. Попов

ЛОКАЛИЗАЦИЯ ПУСТОТ при подземной добыче руды



МОСКВА «НЕДРА» 1983

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	3
<i>Глава I. Методы локализации и погашения подземных пустот</i>	<i>5</i>
§ 1. Особенности разработки слепых рудных тел	5
§ 2. Виды пустот и характер массового самообрушения пород	14
§ 3. Оценка состояния массива пород при его подработке	19
§ 4. Общие сведения о методах локализации и погашения пустот	50
§ 5. Особенности выбора способа и материала закладки при разработке слепых рудных тел	65
§ 6. Контроль за состоянием массива пород, окружающего пустоты	78
<i>Глава II. Общая характеристика аэродинамического процесса при массовом самообрушении пород</i>	<i>105</i>
§ 1. Влияющие факторы	105
§ 2. Режимы сжатия воздуха в пустоте	114
§ 3. Критерии опасности при воздушных ударах	117
§ 4. Взаимозависимость аэродинамических параметров при массовом самообрушении пород	118
<i>Глава III. Физическое моделирование воздушных потоков при массовом самообрушении пород</i>	<i>123</i>
§ 1. Модели пористой среды и методы физического моделирования воздушных потоков	123
§ 2. Критерии подобия и масштабы моделирования	128
§ 3. Моделирование воздушных потоков	130
<i>Глава IV. Количественные характеристики аэродинамического процесса при массовом самообрушении пород</i>	<i>145</i>
§ 1. Скорость и давление воздуха	145
§ 2. Аэродинамическая характеристика обрушенных пород	147
§ 3. Влияние сбоек с пустотой и параметров основания блока	155
<i>Глава V. Определение параметров предохранительной подушки и ее образование</i>	<i>161</i>
§ 1. Методика расчета параметров предохранительной подушки	161
§ 2. Примеры расчетов параметров предохранительной породной подушки	164
§ 3. Параметры предохранительной породной подушки при динамической ударной нагрузке	166
§ 4. Выбор метода образования предохранительной подушки	170
<i>Глава VI. Противоударные перемычки</i>	<i>180</i>
§ 1. Конструкции перемычек	180
§ 2. Расчет перемычек	184
Список литературы	187

УТВЕРЖДЕНЫ
приказом Федеральной службы по экологическому,
технологическому и атомному надзору
от «__» _____ 2014 г. № _____

ФЕДЕРАЛЬНЫЕ НОРМЫ И ПРАВИЛА В ОБЛАСТИ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ
**«ИНСТРУКЦИЯ ПО ИЗОЛЯЦИИ НЕИСПОЛЬЗУЕМЫХ ГОРНЫХ
ВЫРАБОТОК И ВЫРАБОТАННЫХ ПРОСТРАНСТВ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ
И КОНТРОЛЮ КАЧЕСТВА ИЗОЛЯЦИИ»**

I. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

1. Настоящие Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по изоляции неиспользуемых горных выработок и выработанных пространств в угольных шахтах» (далее – Инструкция) разработаны в соответствии с Федеральным законом от 21 июля 1997 г. № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» (Собрание законодательства Российской Федерации, 1997, № 30,

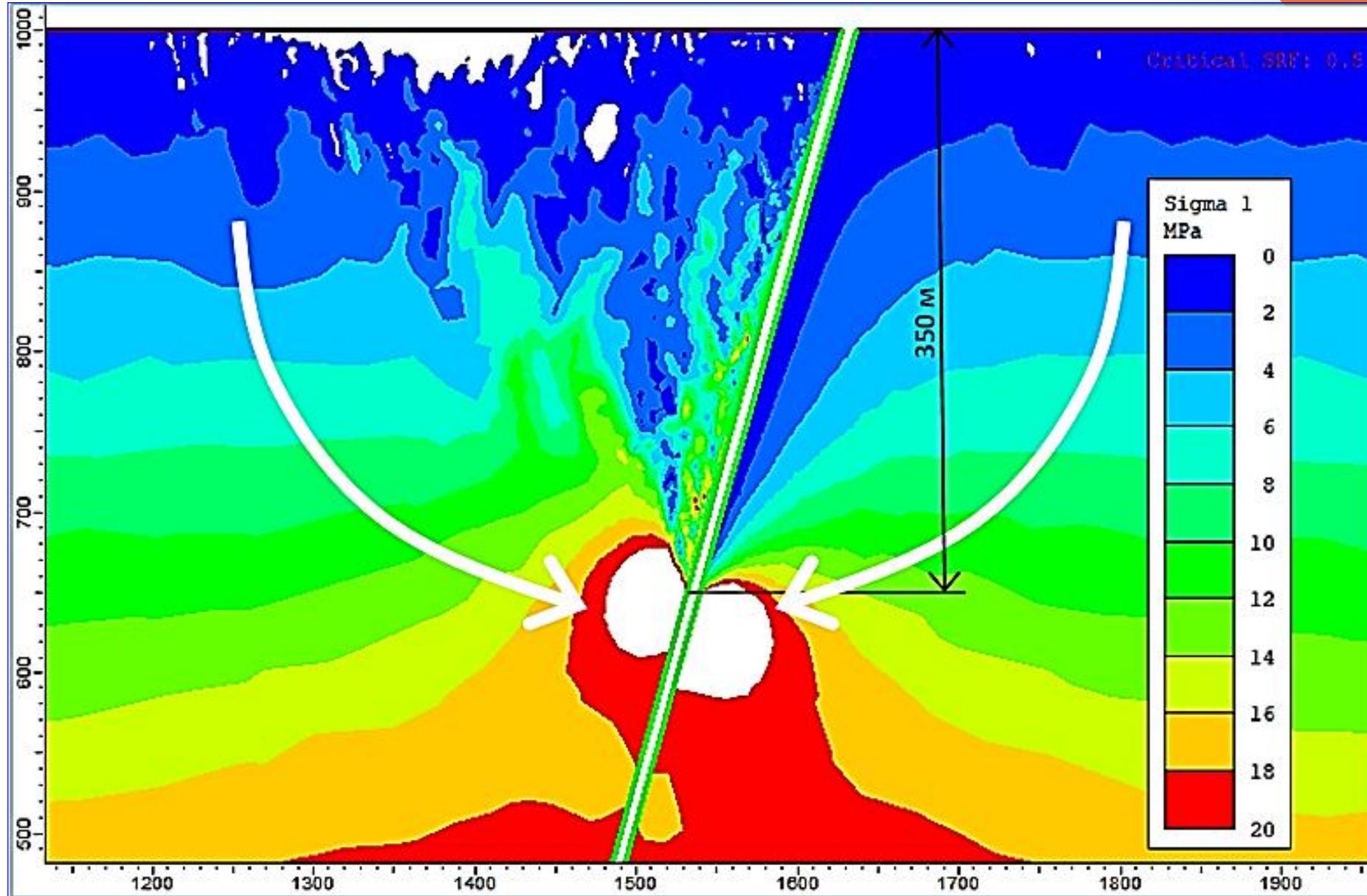
Гурин А. А., Малый П. С., Савенко С. К. Ударные воздушные волны в горных выработках. Изд. 2-е, перераб. и доп. М., Недра, 1983. 223 с.

Рассмотрен комплекс вопросов, связанных с распространением в горных выработках ударных воздушных волн, образующихся при взрывах разного вида и обрушении потолочин очистных камер. Изложены инженерные методы расчета параметров ударных волн и определения границ опасных зон их действия. Даны рекомендации по выбору способа ослабления ударных волн защитными устройствами. Во второе издание (1-е изд.—1973 г.) включены новые материалы по предупреждению образования интенсивных ударных волн и их локализации при взрыве метана и угольной пыли.

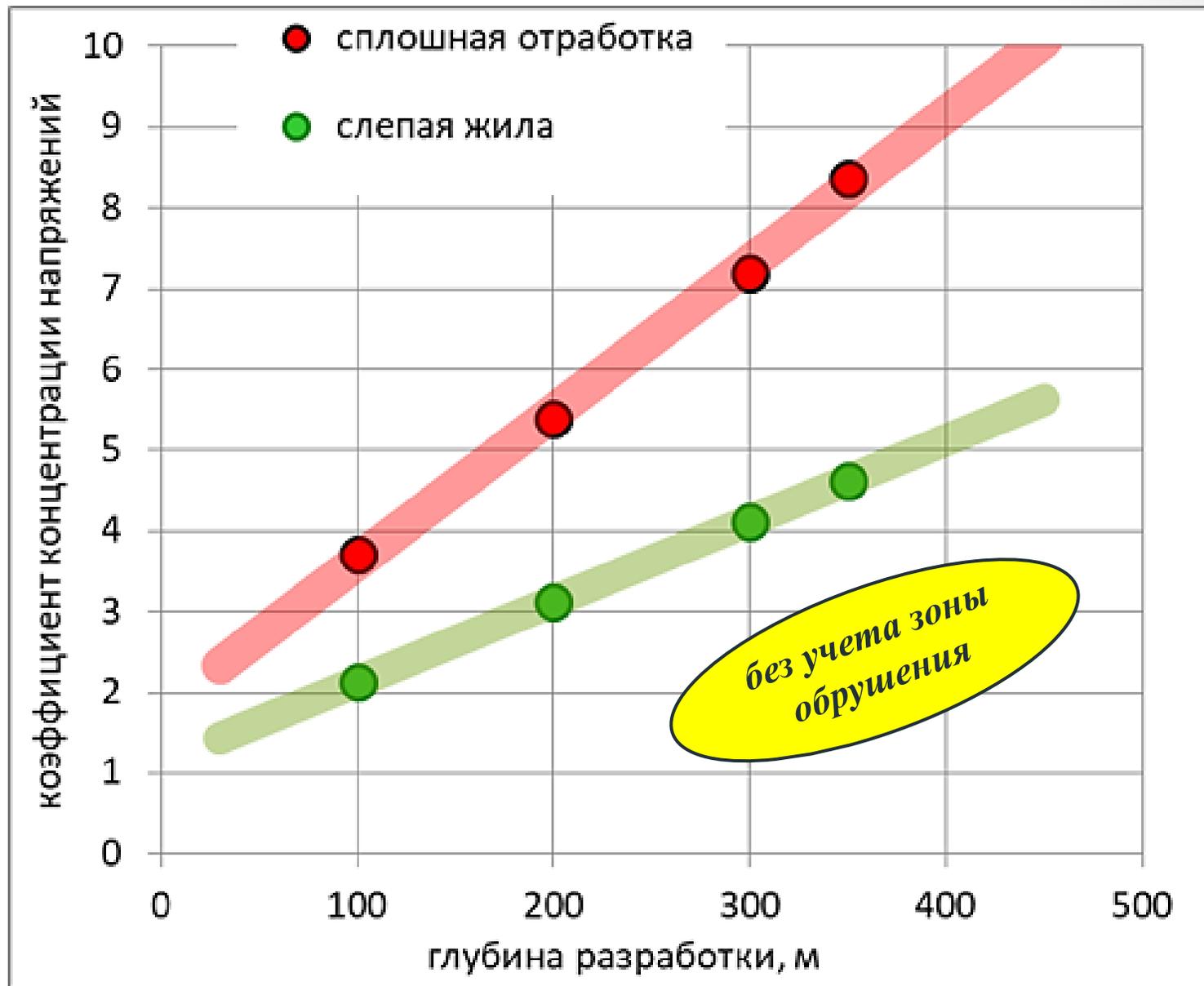
Для инженерно-технических работников горнодобывающей промышленности, связанных с проектированием и производством взрывных работ.

Табл. 49, ил. 125, список лит.— 46 назв.

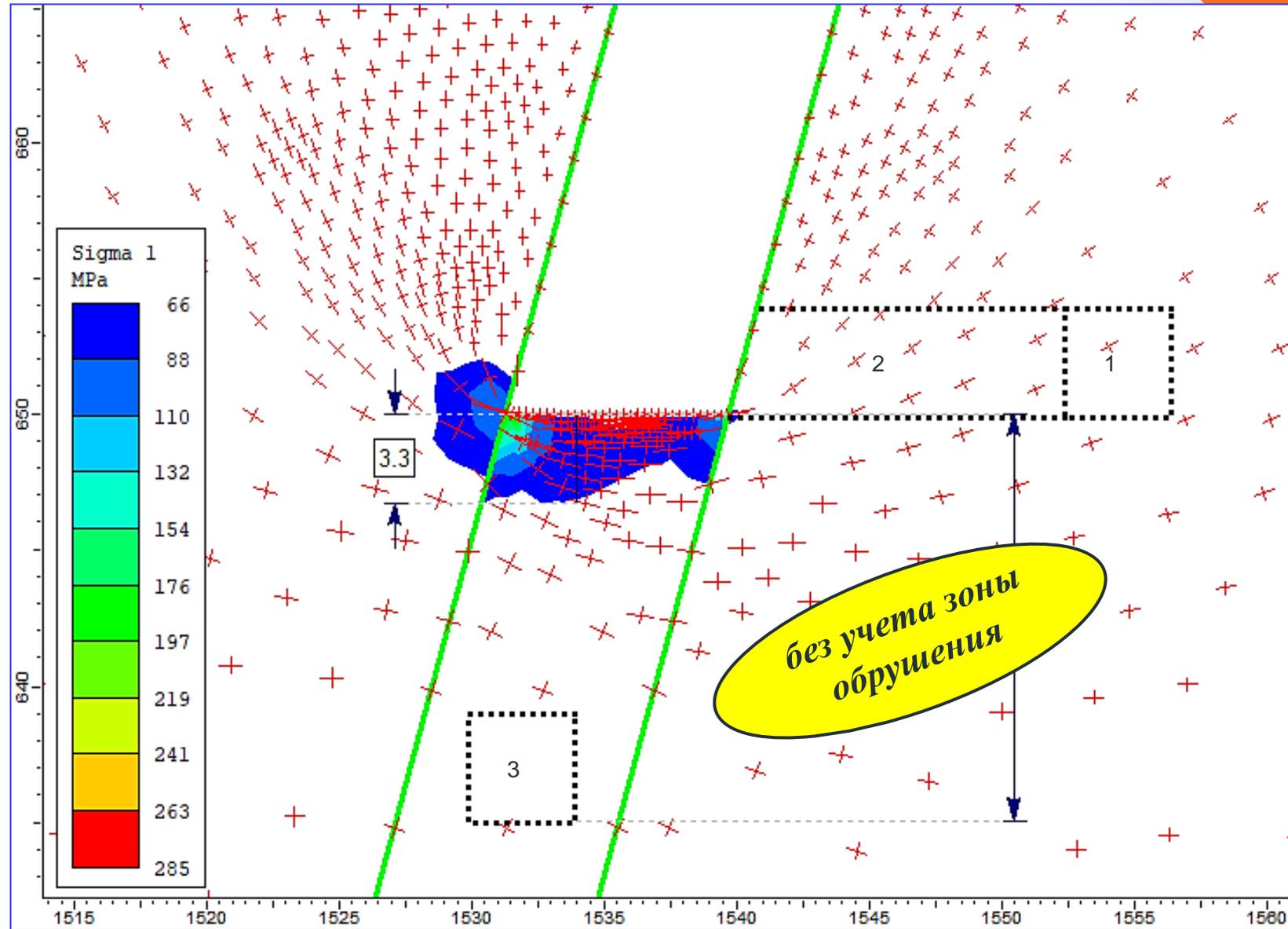
Геомеханические процессы при отработке залежей системами с обрушением



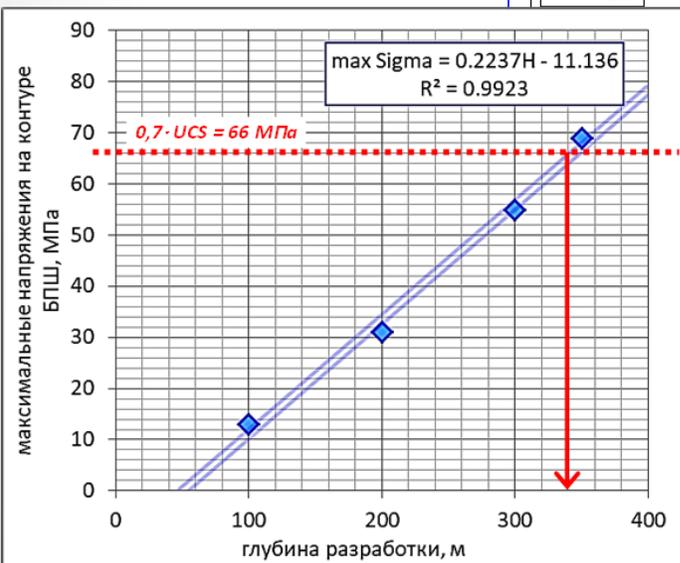
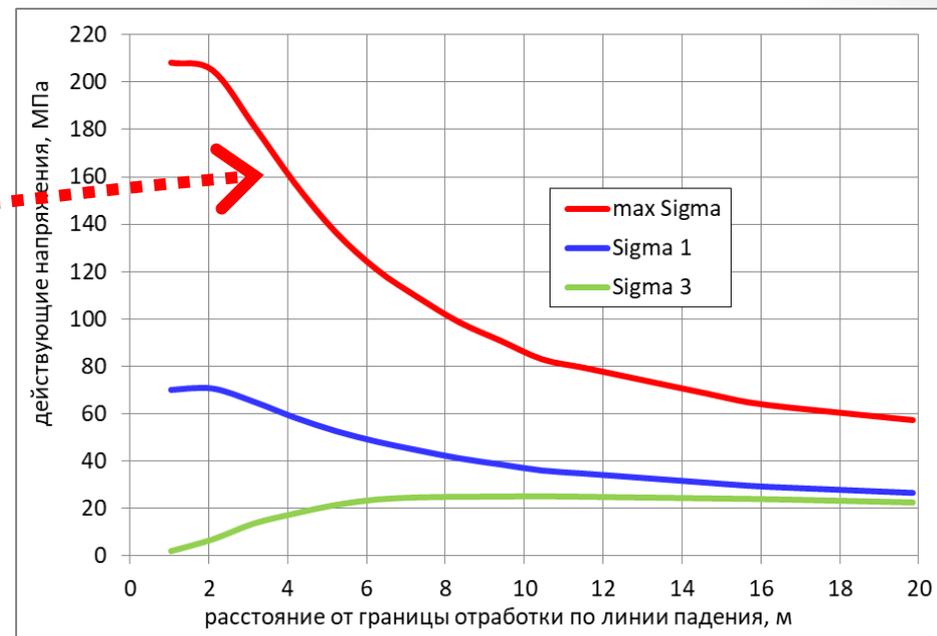
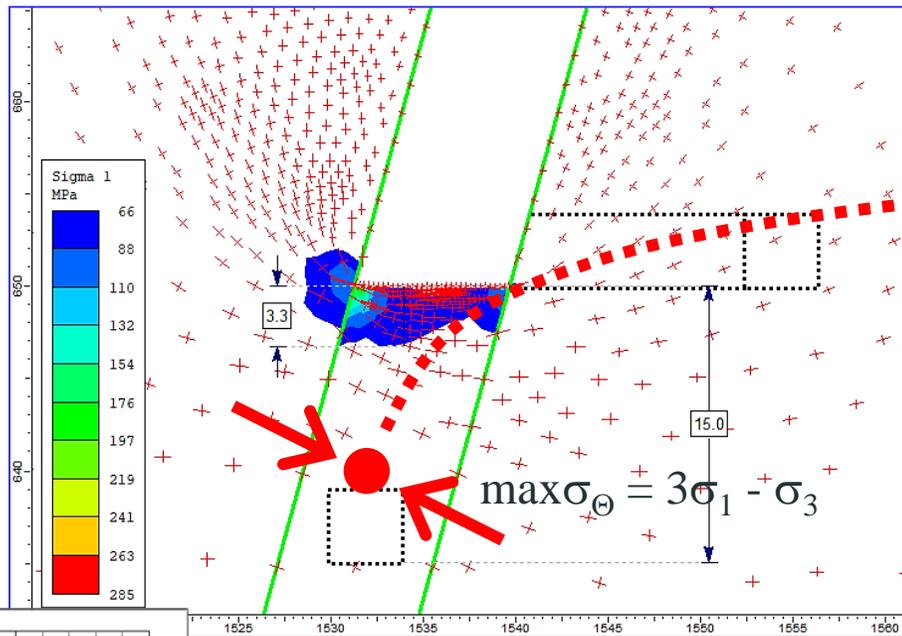
Геомеханические процессы при отработке залежей системами с обрушением



Геомеханические процессы при отработке залежей системами с обрушением



Геомеханические процессы при отработке залежей системами с обрушением



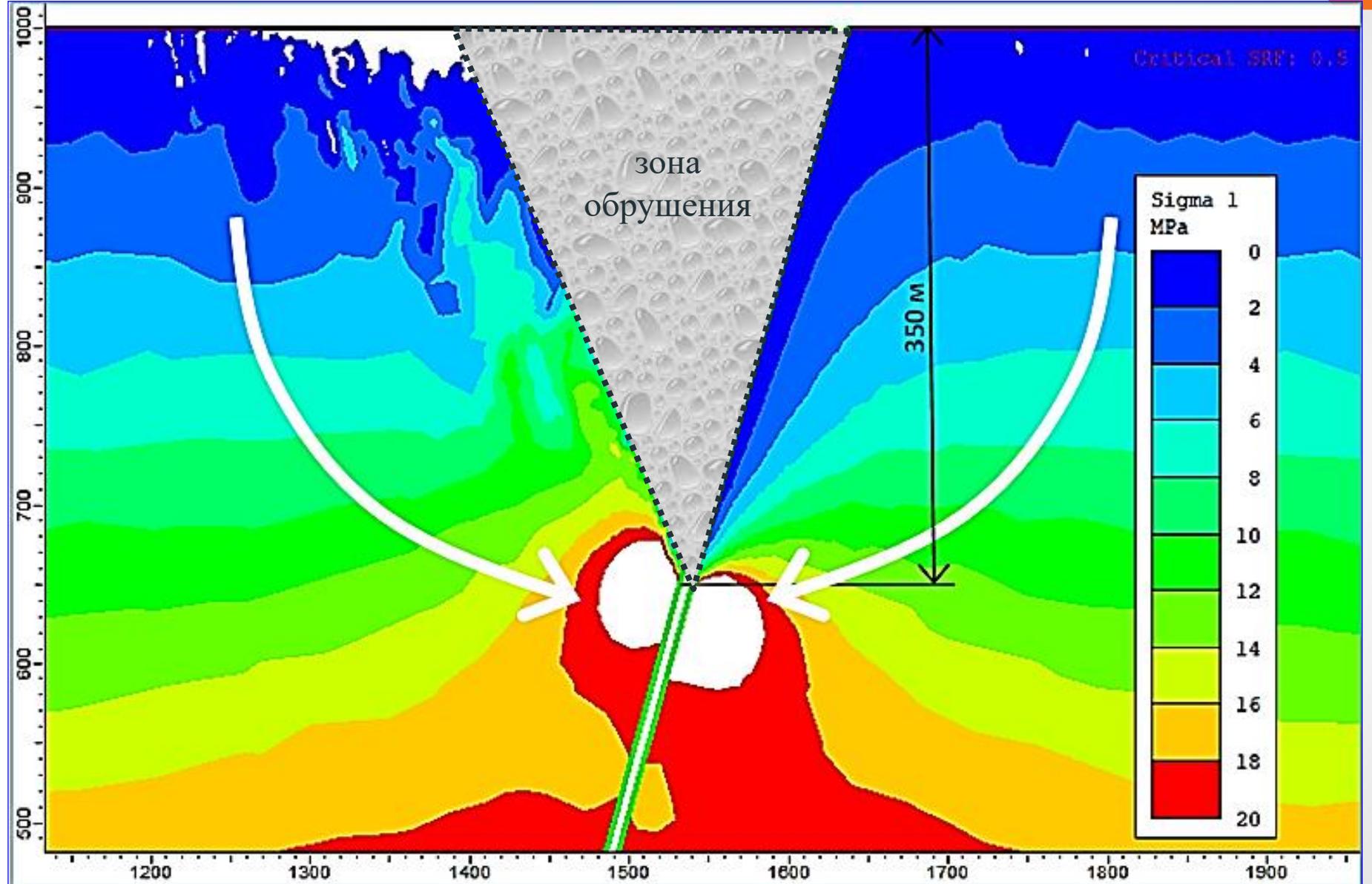
без учета зоны обрушения

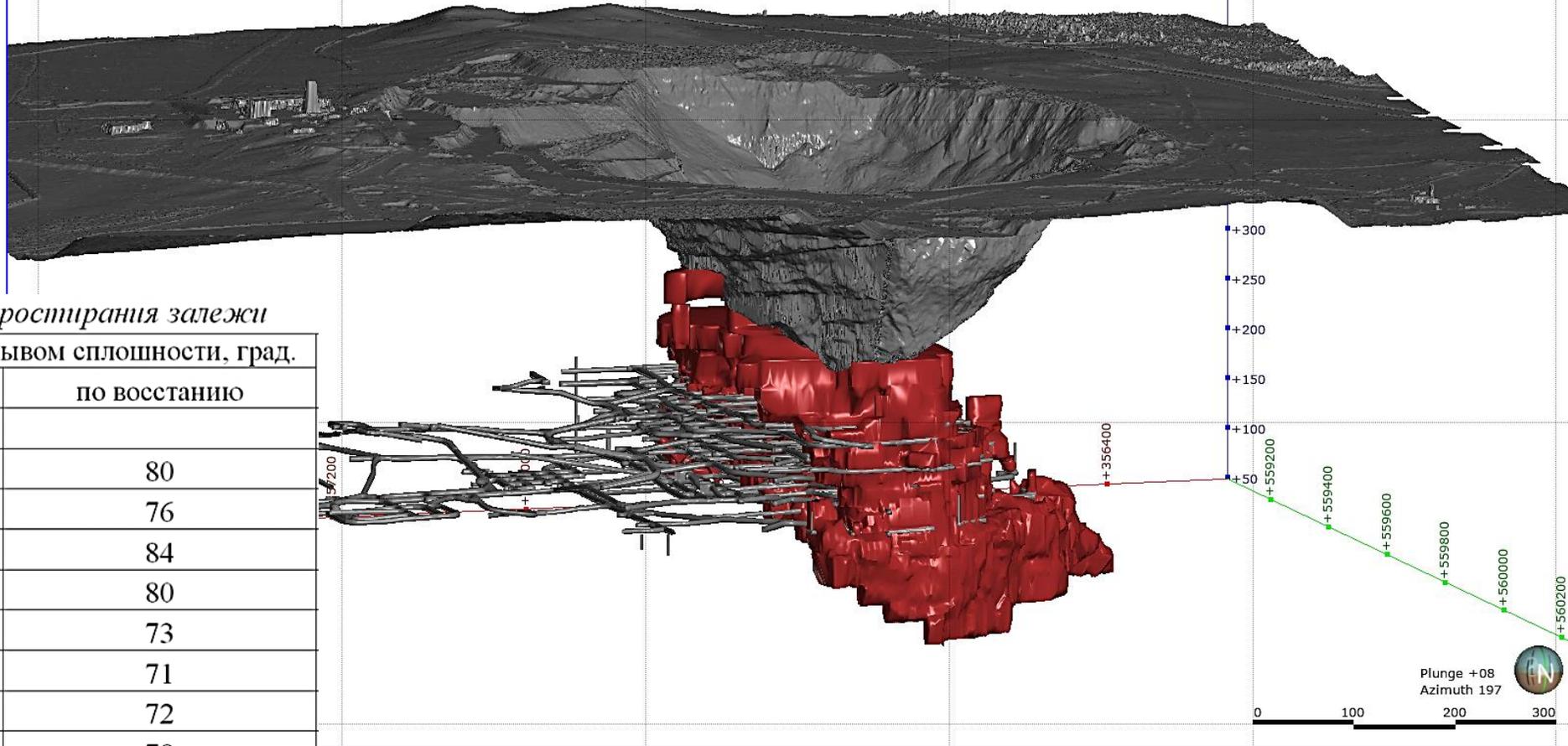
Определение глубины, на которой в кровле БПШ начнет появляться удароопасное состояние массива:

$$\max \sigma_{\theta} = 0,2H - 11 \geq 0,7 \cdot UCS$$

H – глубина разработки

Геомеханические процессы при отработке залежей системами с обрушением



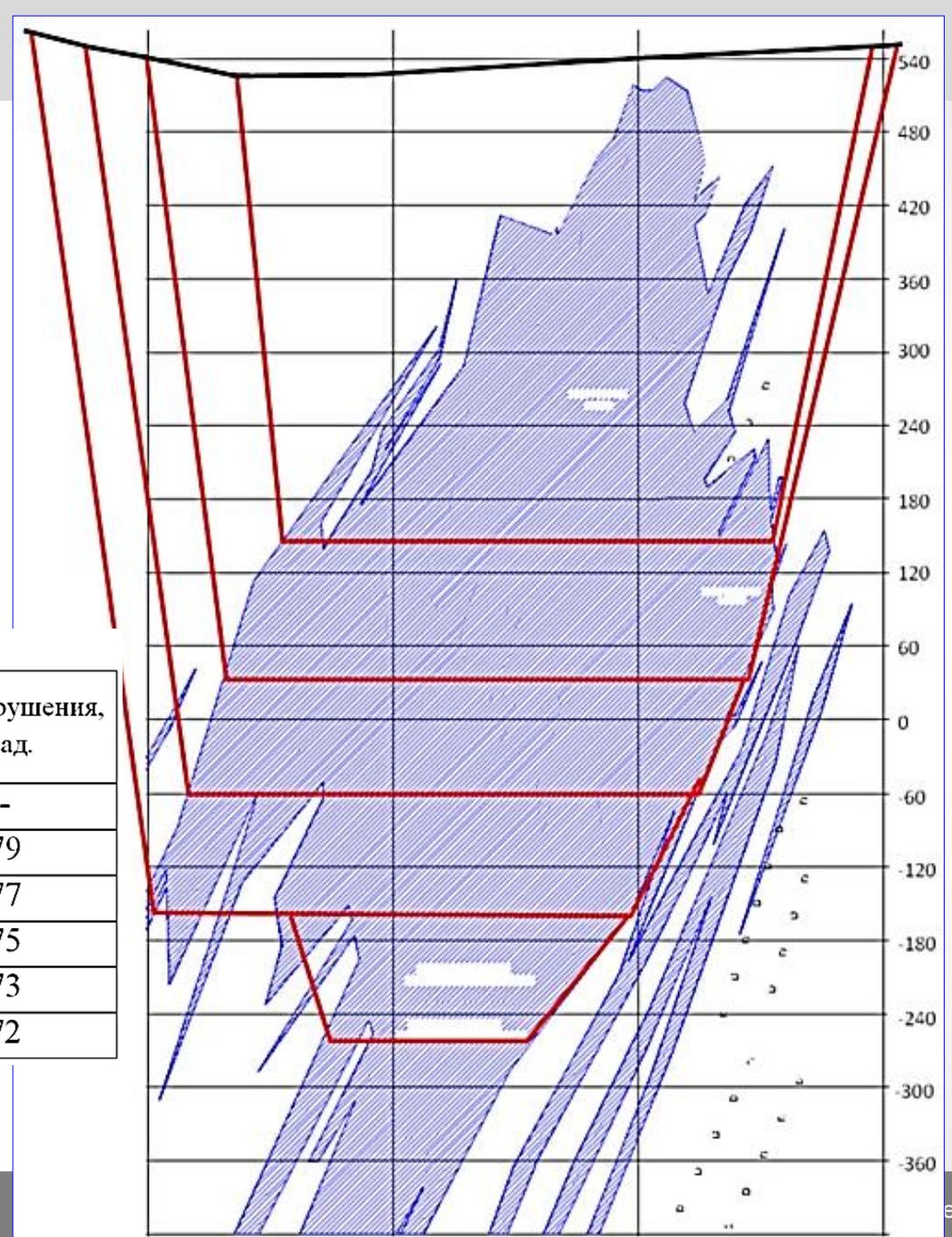


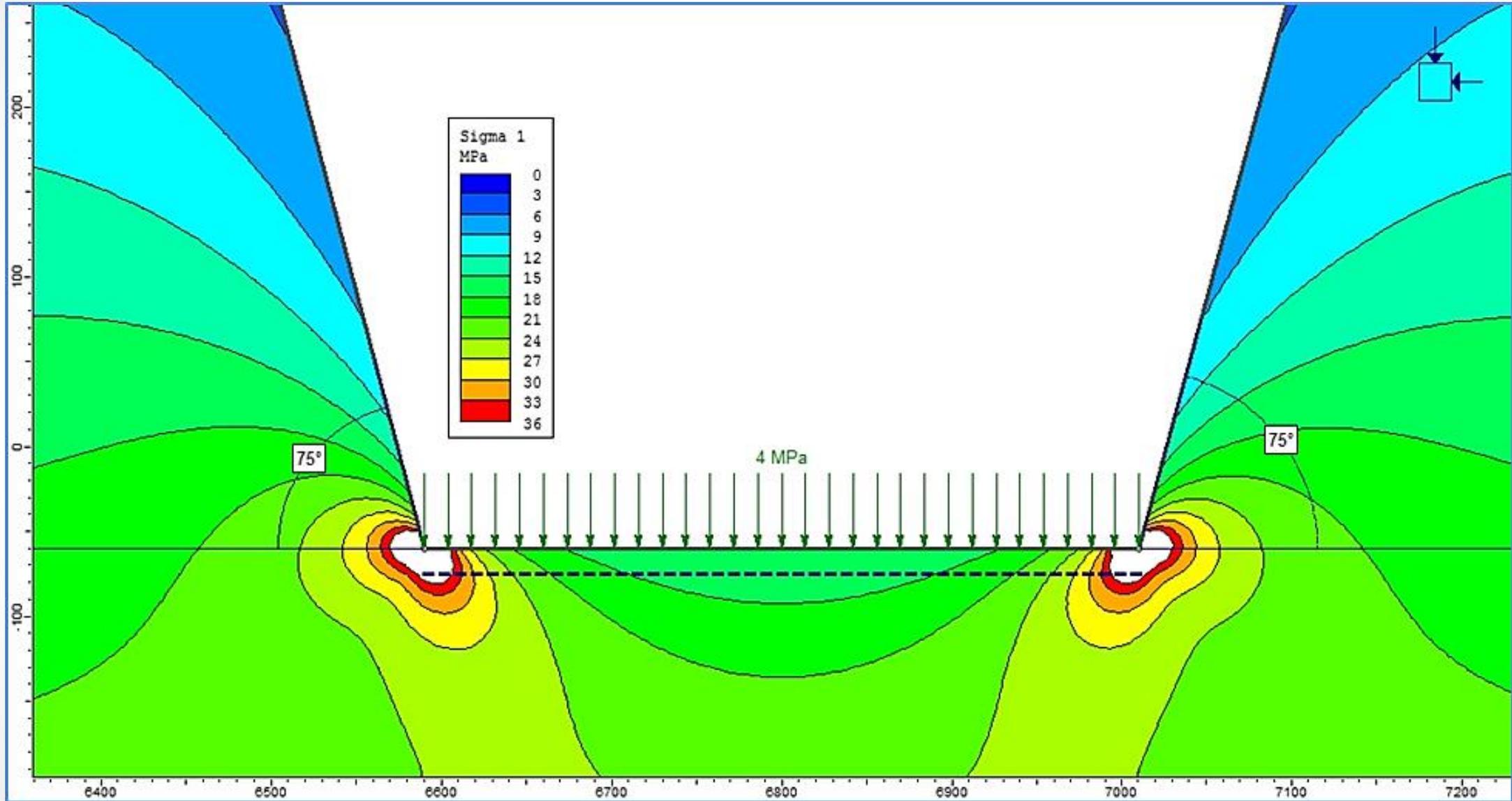
Фактические углы сдвижения вкrest простира́ния залежи

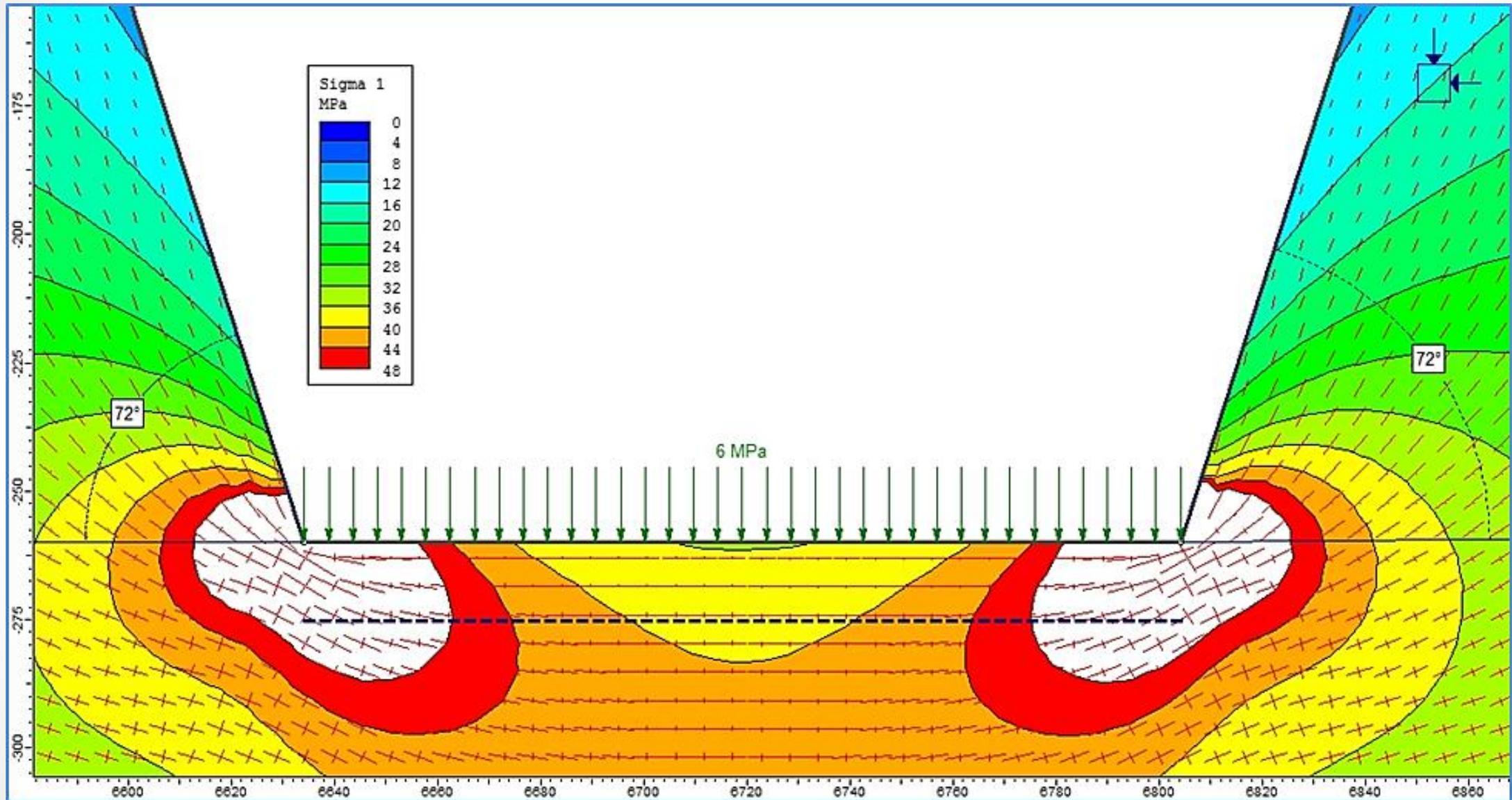
место	разрез	углы сдвижения с разрывом сплошности, град.	
		по падению	по восстанию
юг	32	68	
	32a	73	80
	33	69	76
	33a	69	84
центр	34	73	80
	36	78	73
	36a	70	71
	37	69	72
север	7		78
	<i>среднее</i>	71	77
	стандарт	3	5
	вариация	5%	6%

Параметры расчетных схем

горизонт отработки, <u>м</u>	глубина от земной поверхности, <u>м</u>	пролет отработки в разрезе по падению, <u>м</u>	давление толщи обрушенных пород, МПа	угол обрушения, град.
540	0	-	-	-
140	400	390	2	79
40	500	420	3	77
-60	600	420	4	75
-160	700	370	5	73
-260	800	170	6	72

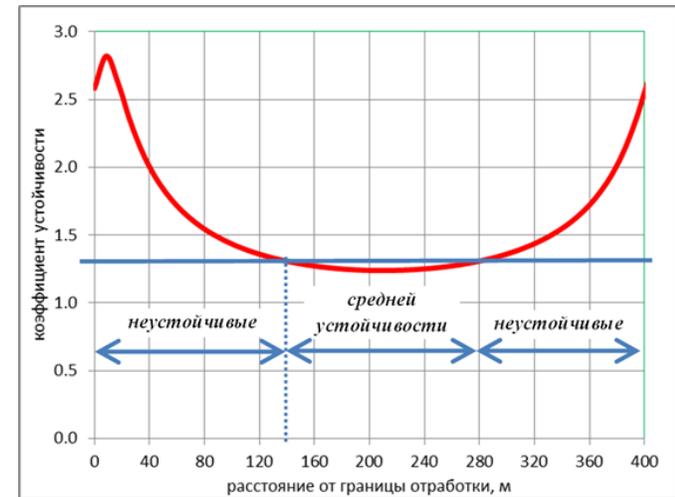
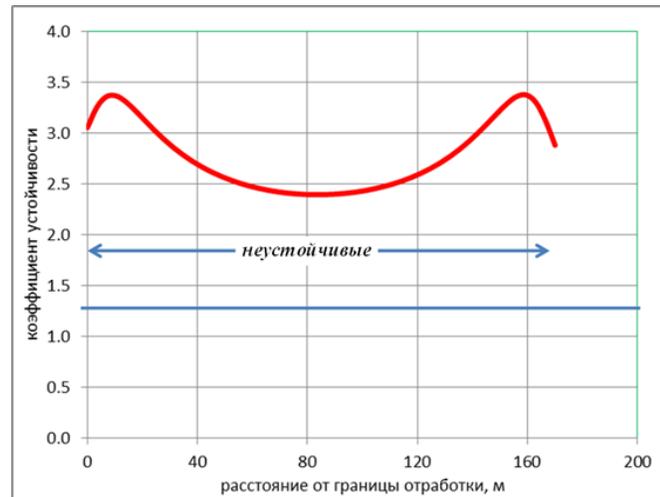
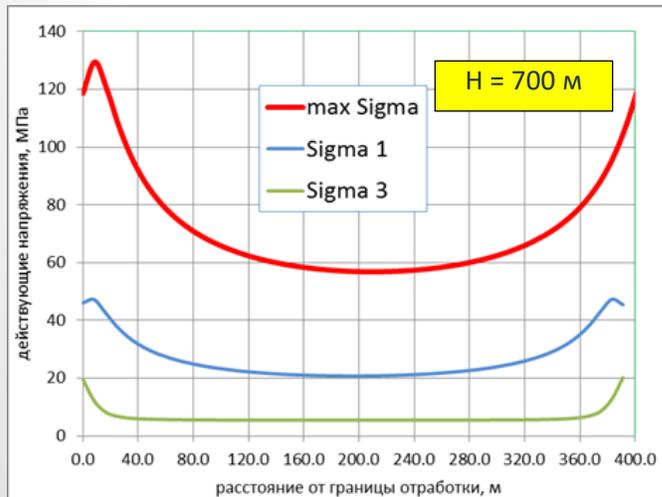
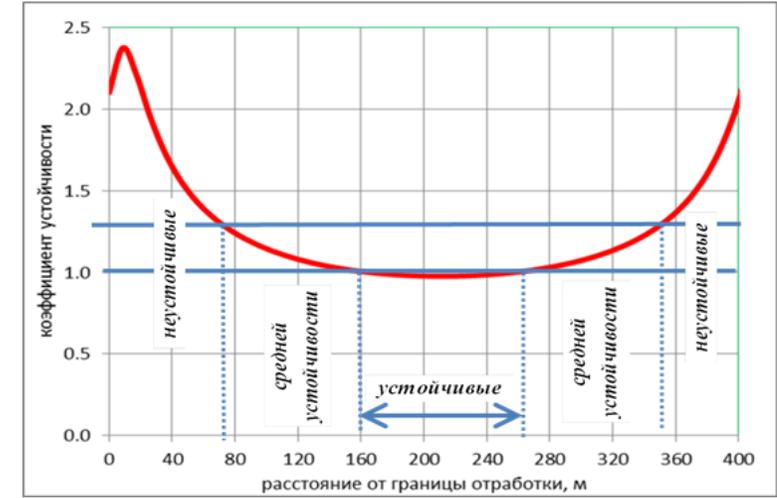
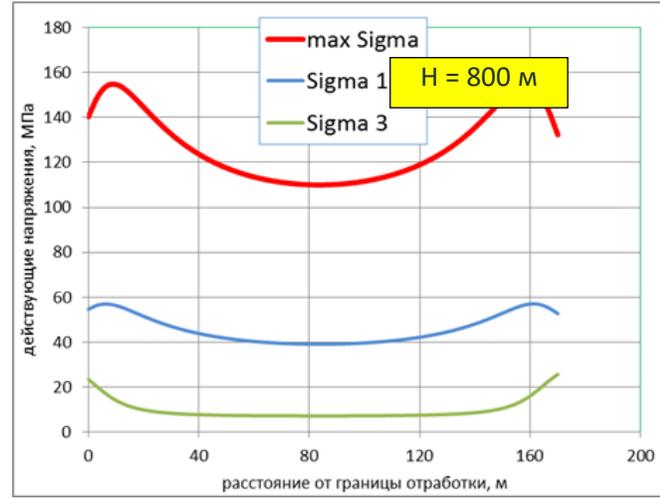
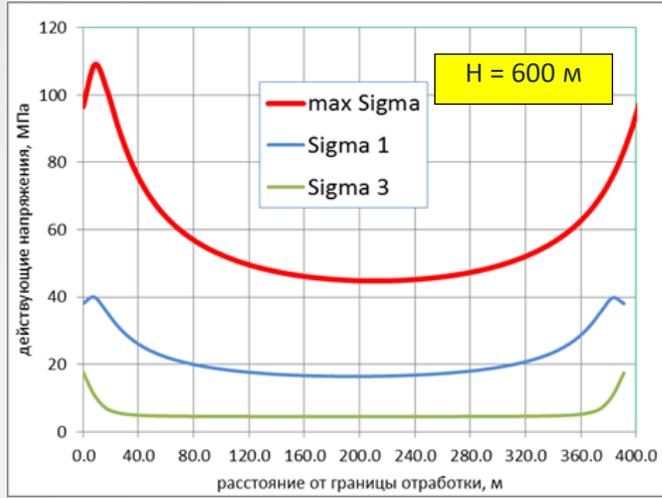






$$K_y = \max \sigma_{\Theta} / \sigma_m$$

$$\max \sigma_{\Theta} = 3\sigma_1 - \sigma_3$$



Свод правил СП
91.13330.2012
Подземные
горные
выработки
(актуализирован
ная редакция
СНиП II-94-80):

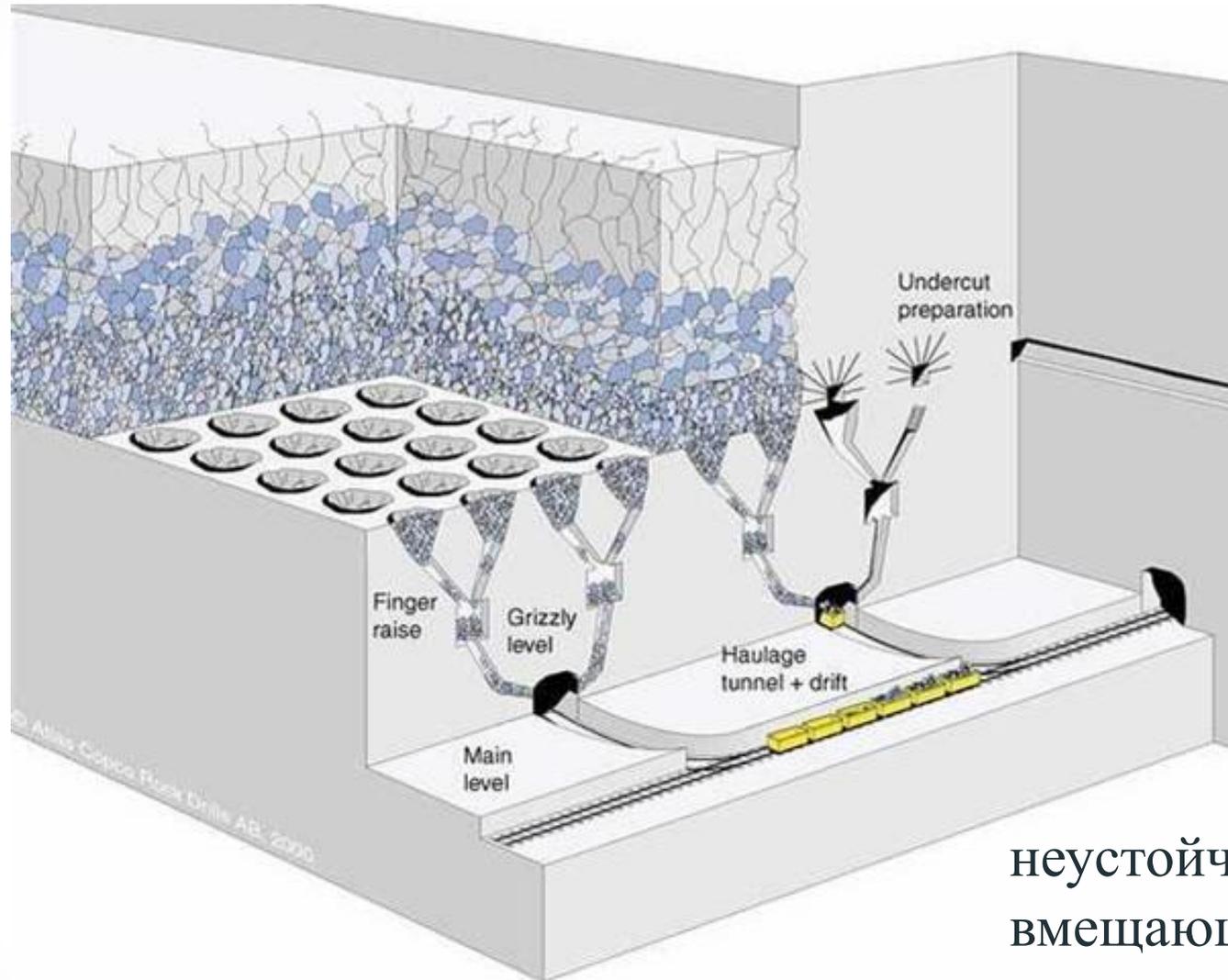
коэффициент
устойчивости
 $K_y = \max \sigma_{\ominus} / \sigma_M$

Категории устойчивости выработок

	категория устойчивости	K_y	Ожидаемые проявления горного давления
I	весьма устойчивые	$K_y \leq 0,2$	Деформации породного контура практически отсутствуют. Длительность устойчивого состояния пород не ограничена.
II	устойчивые	$0,2 < K_y \leq 1,0$	Возможна деформация до 10% площади породных обнажений
III	средней устойчивости	$1,0 < K_y \leq 1,3$	Возможна деформация до 50% площади породных обнажений
IV	неустойчивые	$1,3 < K_y \leq 3,0$	Деформируется более 50 % площади породных обнажений. Устойчивое состояние обнажений сохраняется в течение суток
V	весьма неустойчивые	$K_y > 3,0$	Деформируется все породное обнажение по сечению выработки. Деформации наблюдаются уже в начальный период сооружения выработки. Обрушение пород возможно сразу после их обнажения

Эволюция параметров системы подэтажного обрушения

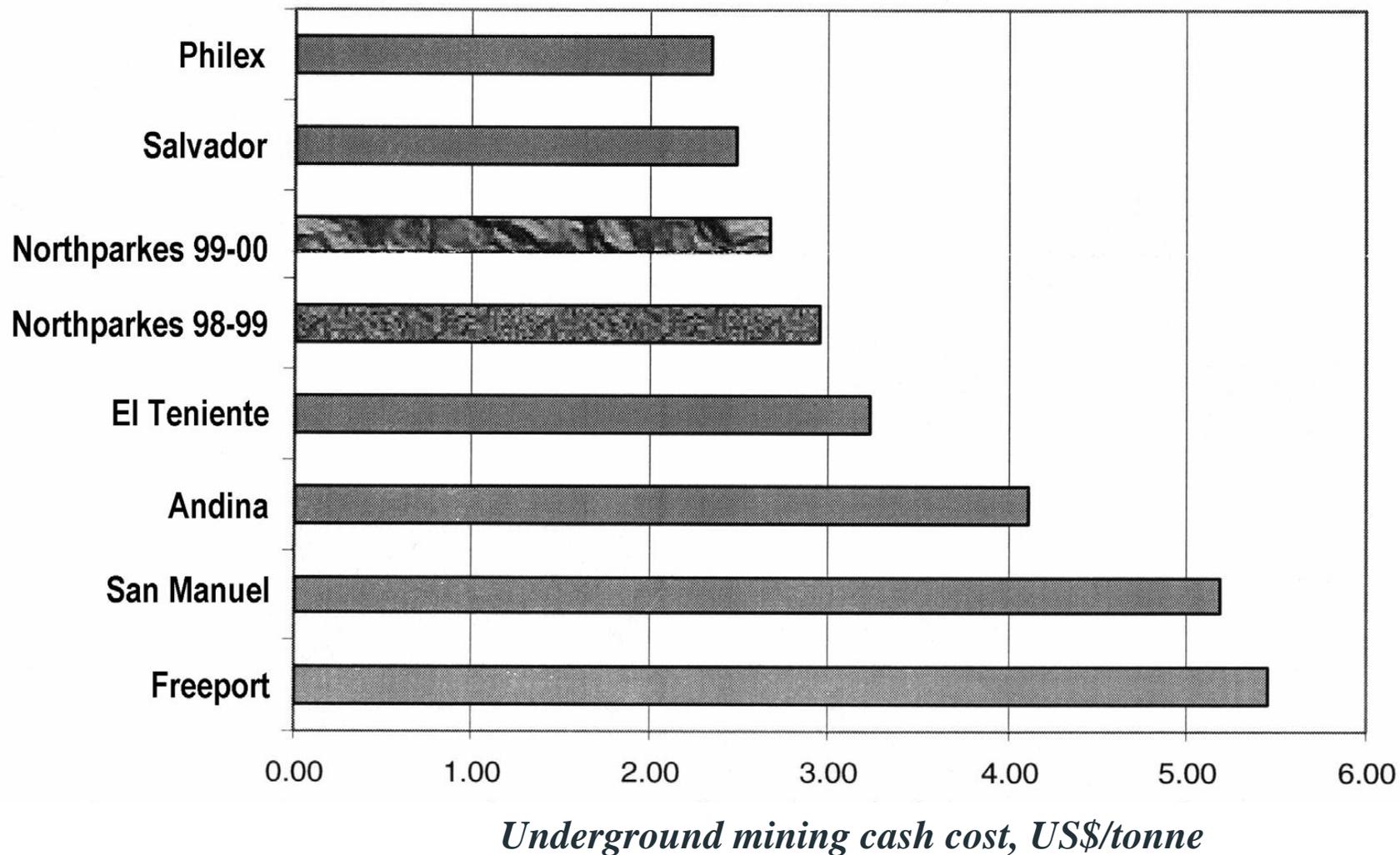




Донской ГОК
шх. Молодежная,
Центральная

неустойчивые руды и
вмещающие породы

Основное достоинство систем разработки с самообрушением – низкая себестоимость добычи руды





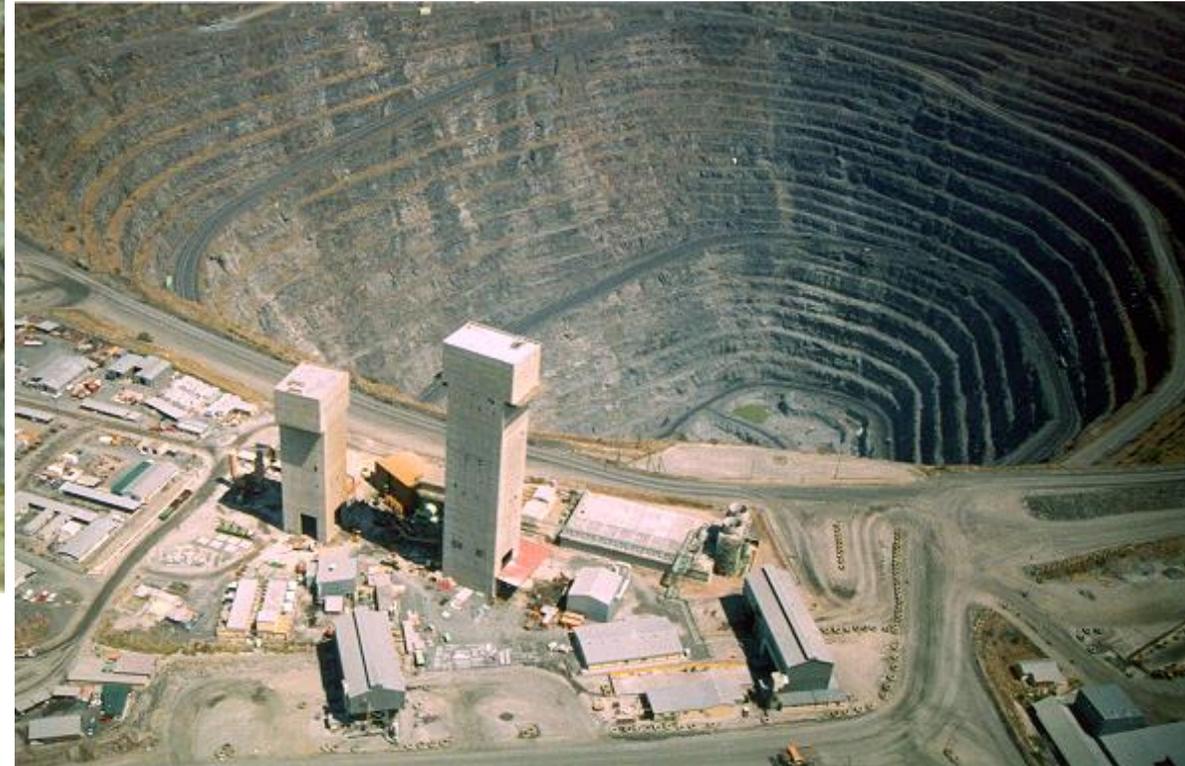


Mass Mining Technology

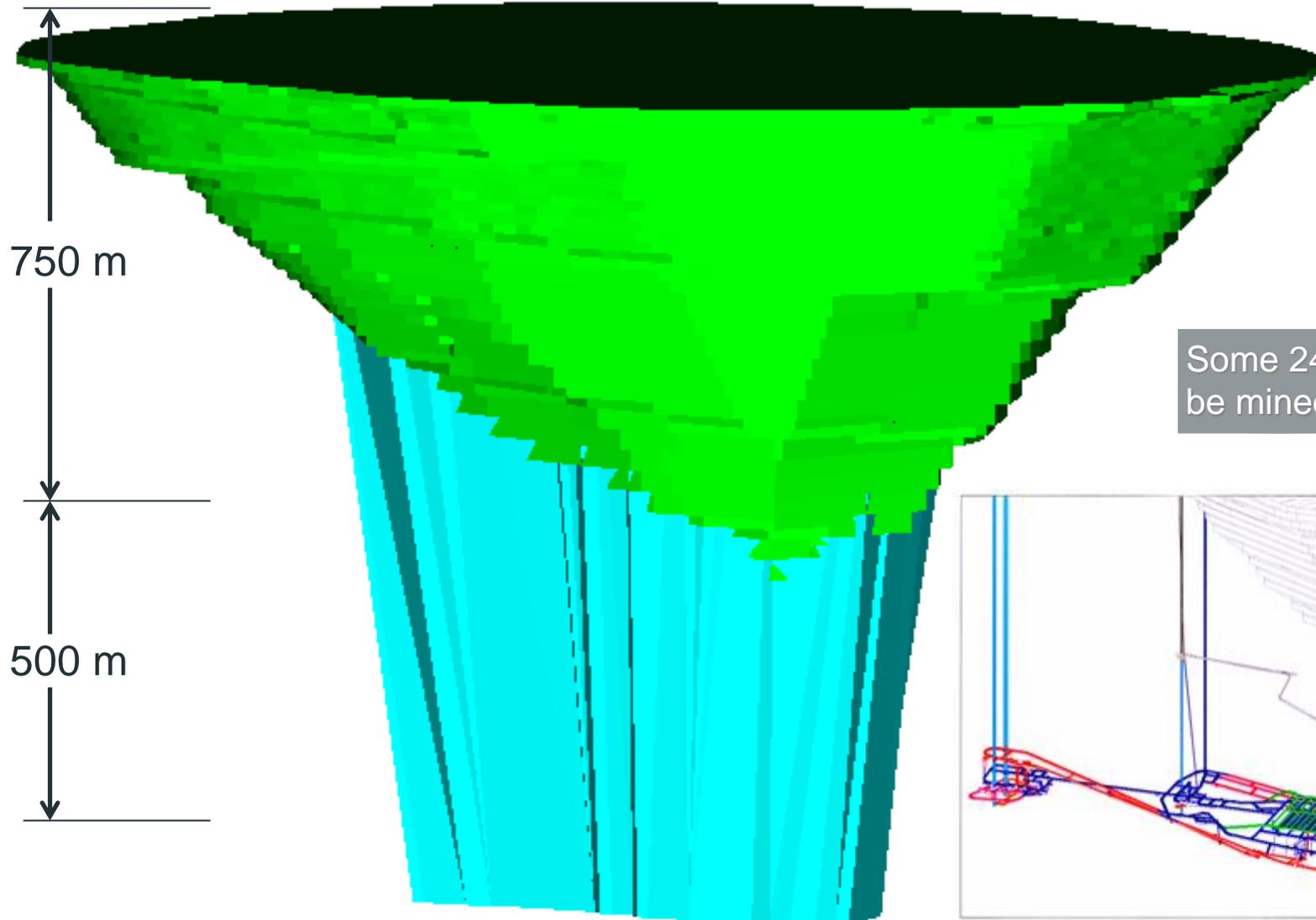
*International Caving Study
ICS*



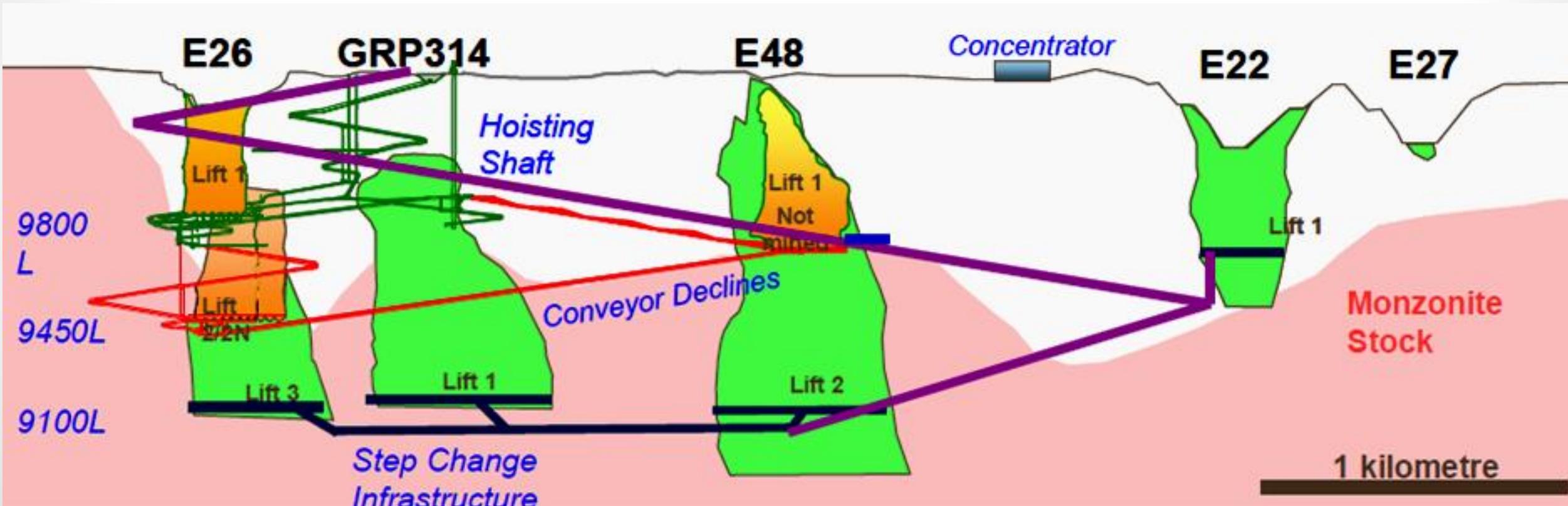
PALABORA UNDERGROUND MINE



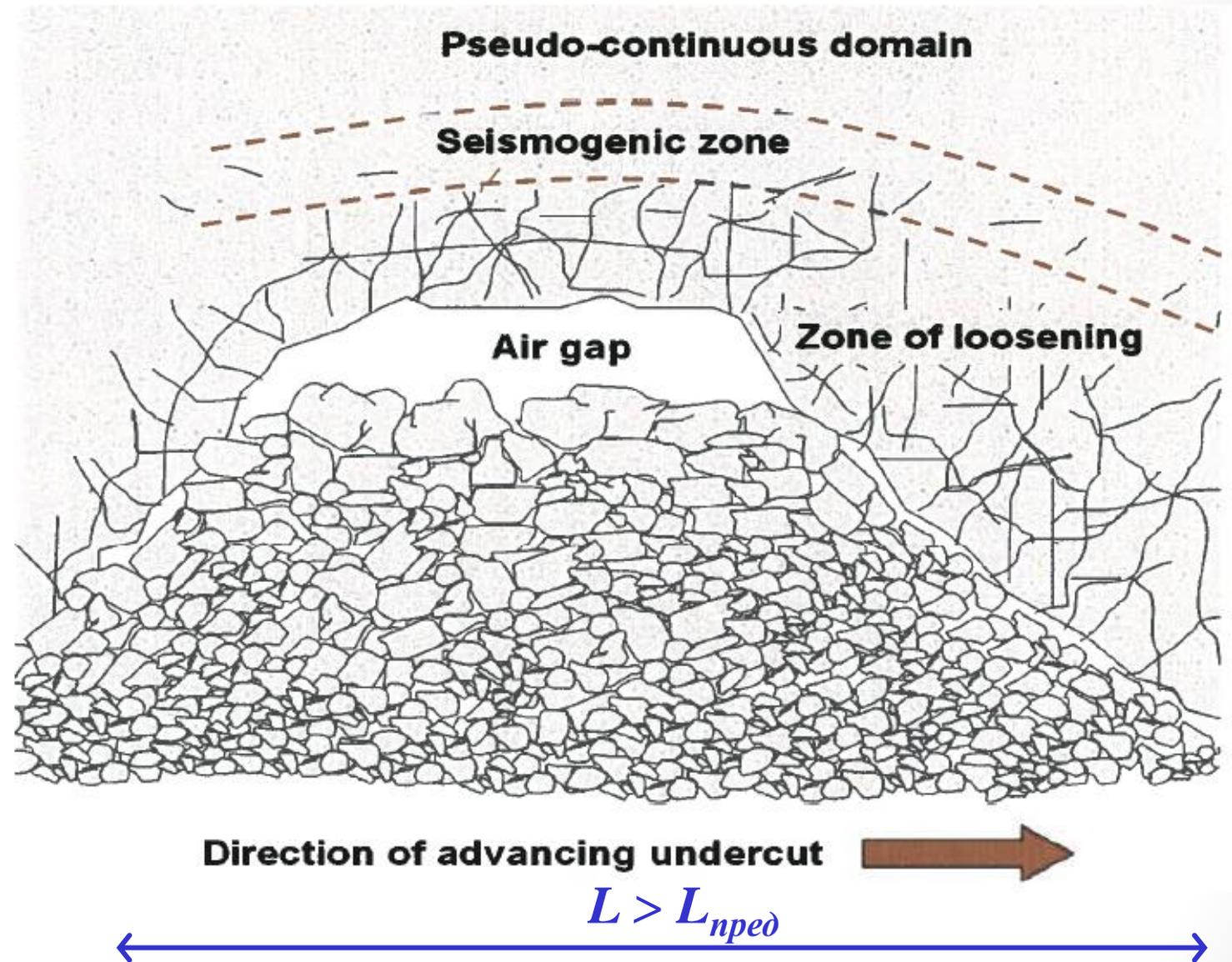
PALABORA UNDERGROUND MINE



Northparkes Mines Rio Tinto Australia



Conceptual caving model



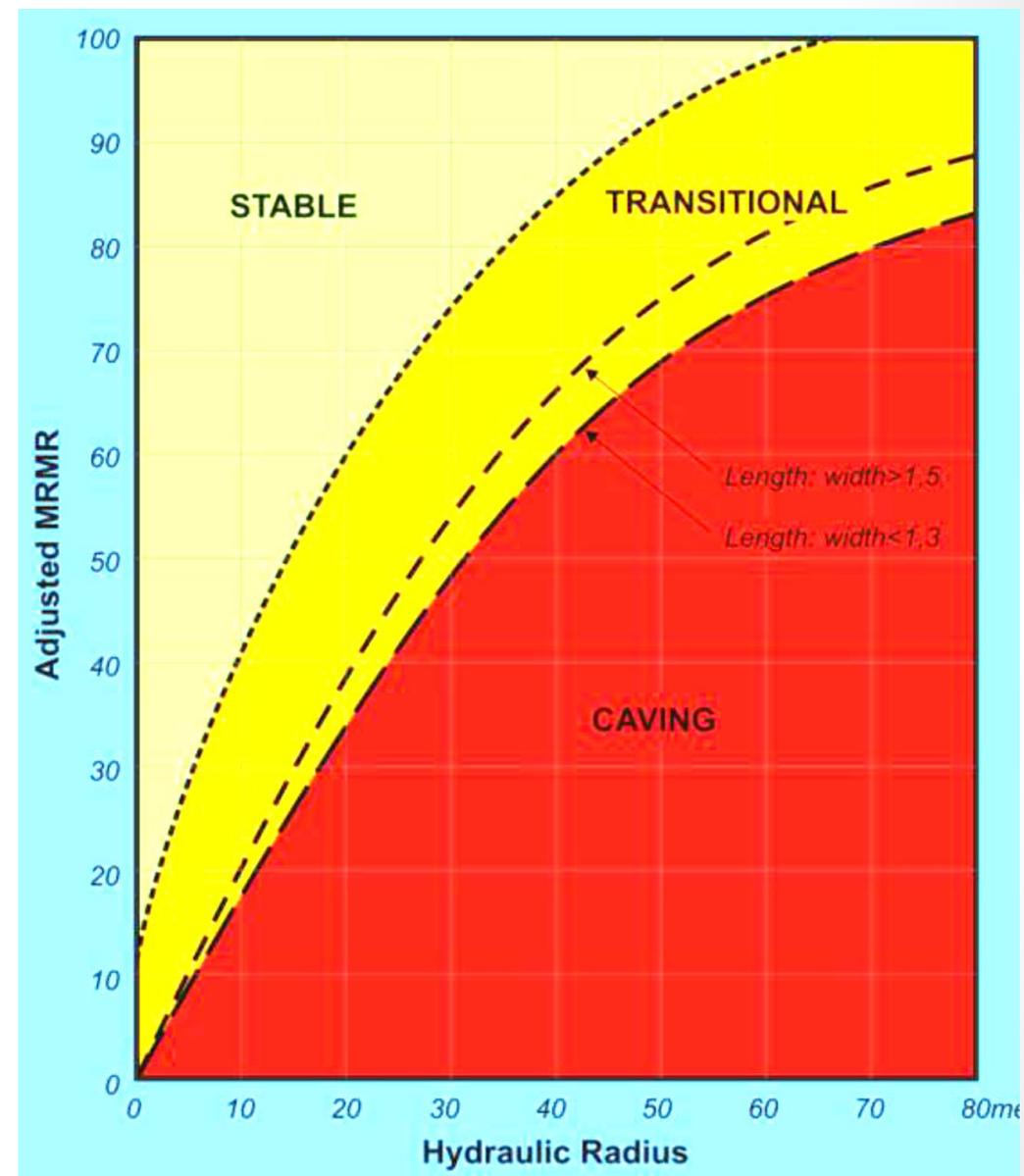
Оценка устойчивости обнажений по методике Лобшера Д.

Hydraulic Radius HR = эквивалентный полупролет обнажения (подсечки руды)

$$HR = S / p$$

S, p – площадь и периметр обнажения

MRMR (Mining Rock Mass Rating) – рейтинг массива в очистных выработках по Лобшеру Д.



MRMR

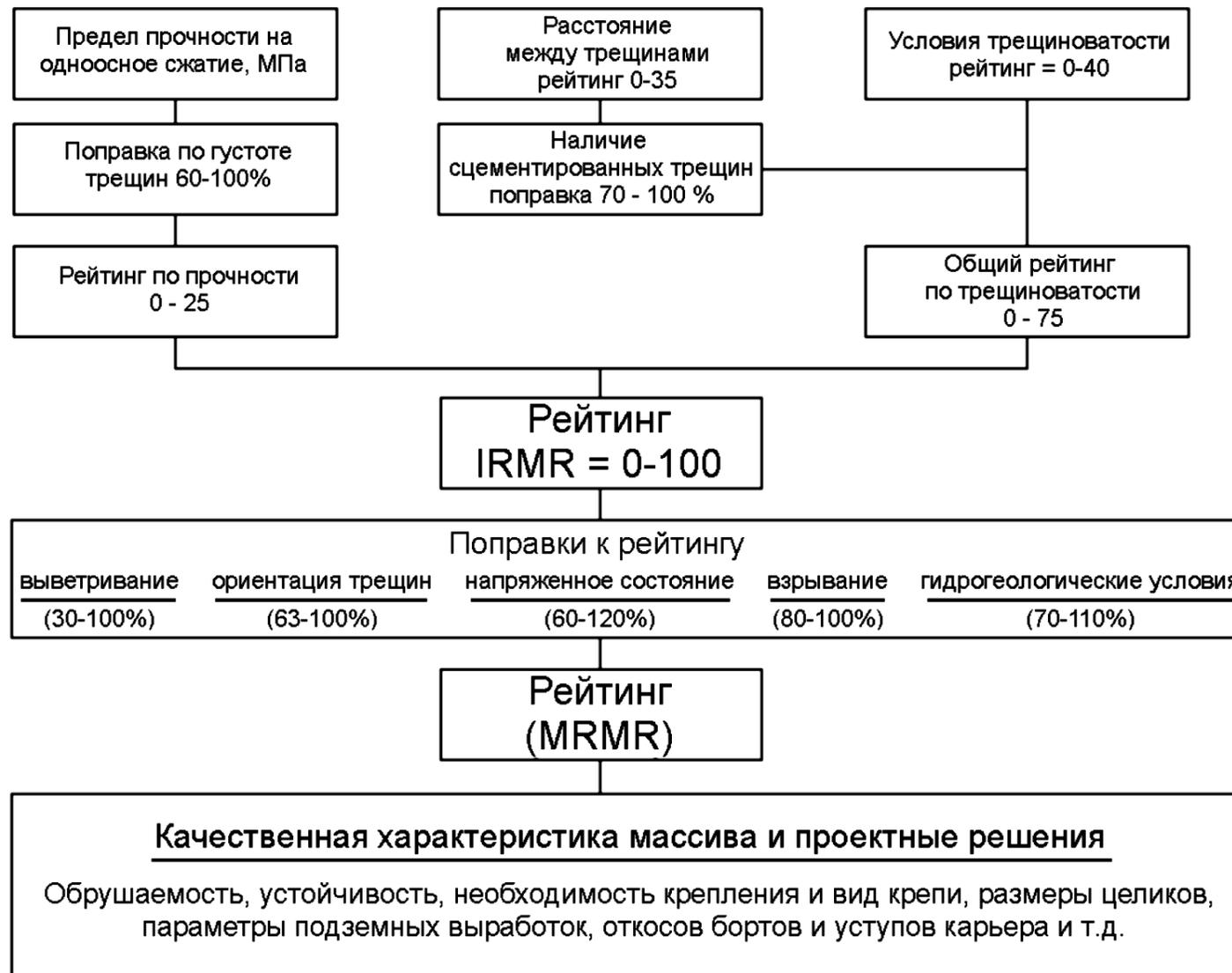


Dr. Laubscher D.H.



Jakubec J.

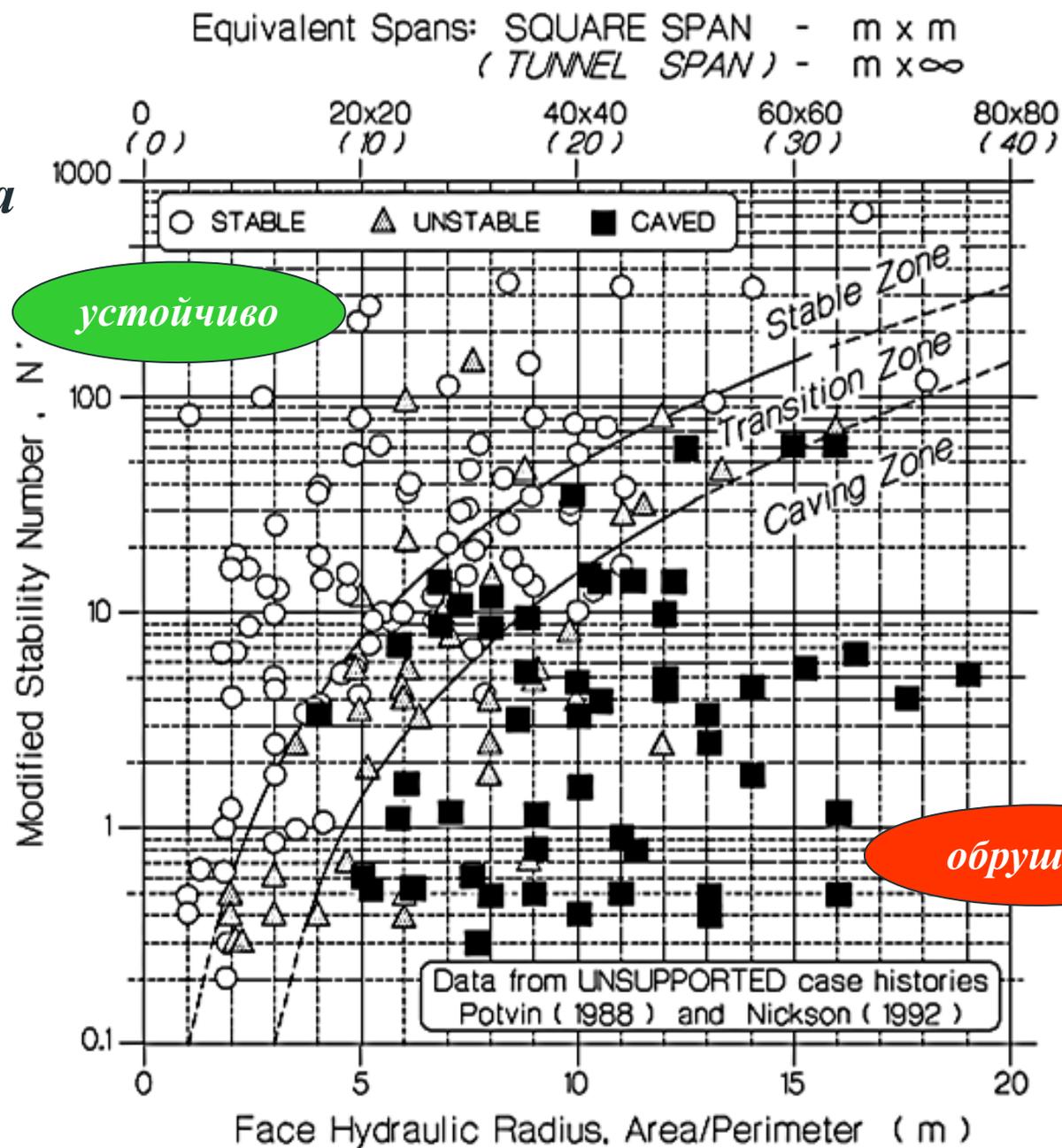
Исходные данные

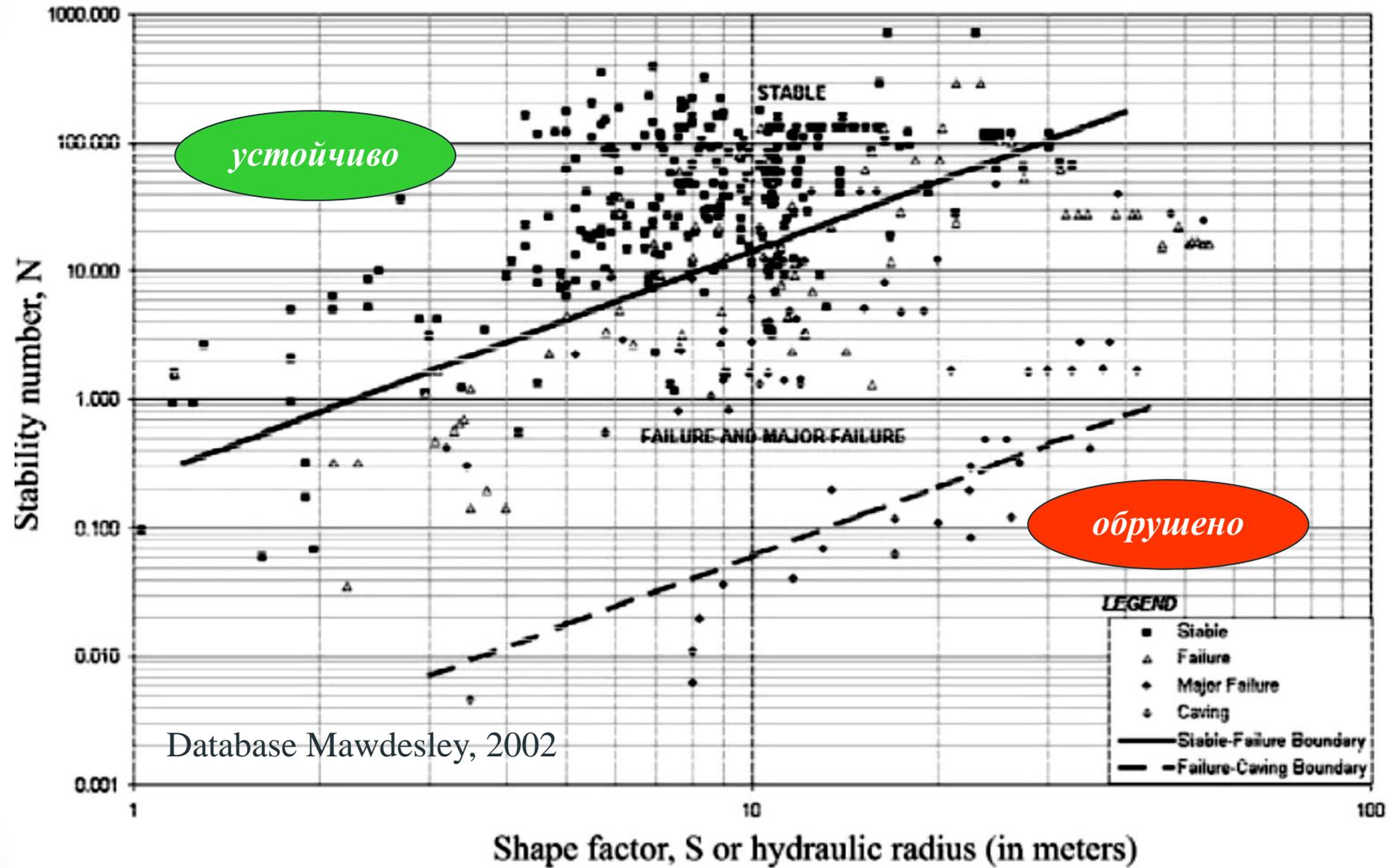


Mathews / Potvin Stability Graph Method Графический метод Мэтьюза-Потвина

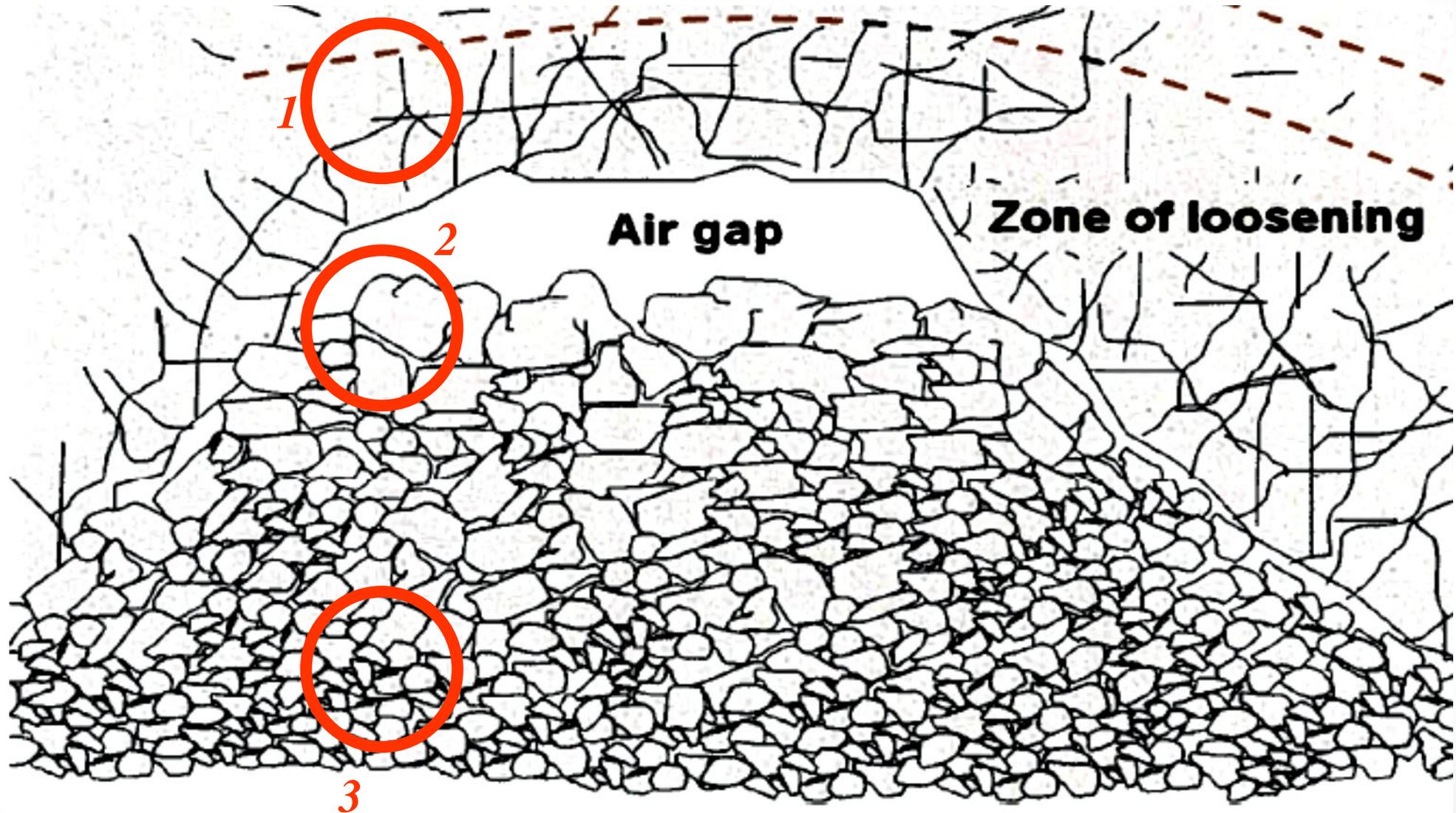


Dr. Yves Potvin

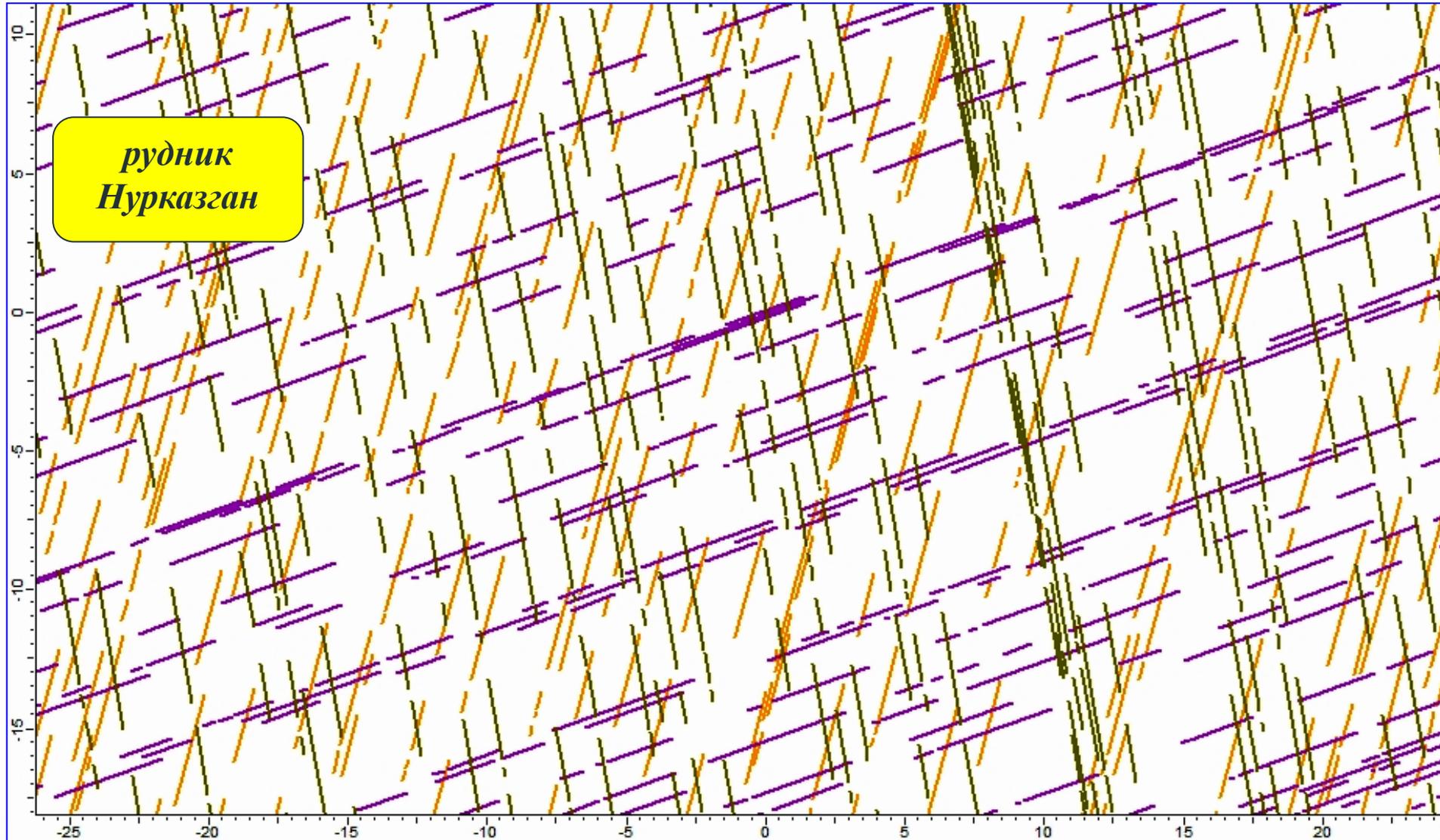




Блочность: 1 – природная; 2 – первичная; 3 - вторичная



Природная блочность массива (*in situ* Fragmentation)



Программа BCF
 Block Caving Fragmentation

Rock Mass Data
_ □ ×

File Options

Project : Cadia
File: BlockI-LQ.sum

Rock Type	BlockI-LQ	Fracture/veinlet frequency (per m)	0.00	
Rock mass rating (MRMR)	56.00	Fracture/veinlet condition (1-40)	40.00	
Hoek&Brown m-value for rock mass	15.00	Intact block strength IBS (MPa)	92.80	Calc
Intact rock strength IRS (MPa)	116.0	Number of sets	4	

Joint data

Joint dip		Dip direction		Joint spacing			Joint condition	
Average	Range	Average	Range	Average	Minimum	Maximum	Average	Scatter
77.00	20.00	345.0	20.00	0.700	0.300	2.70	10.00	3.00
65.00	20.00	199.0	20.00	0.700	0.300	2.70	15.00	5.00
77.00	20.00	272.0	20.00	1.00	0.400	4.80	15.00	5.00
3.00	20.00	180.0	20.00	1.00	0.400	4.80	20.00	7.00
0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

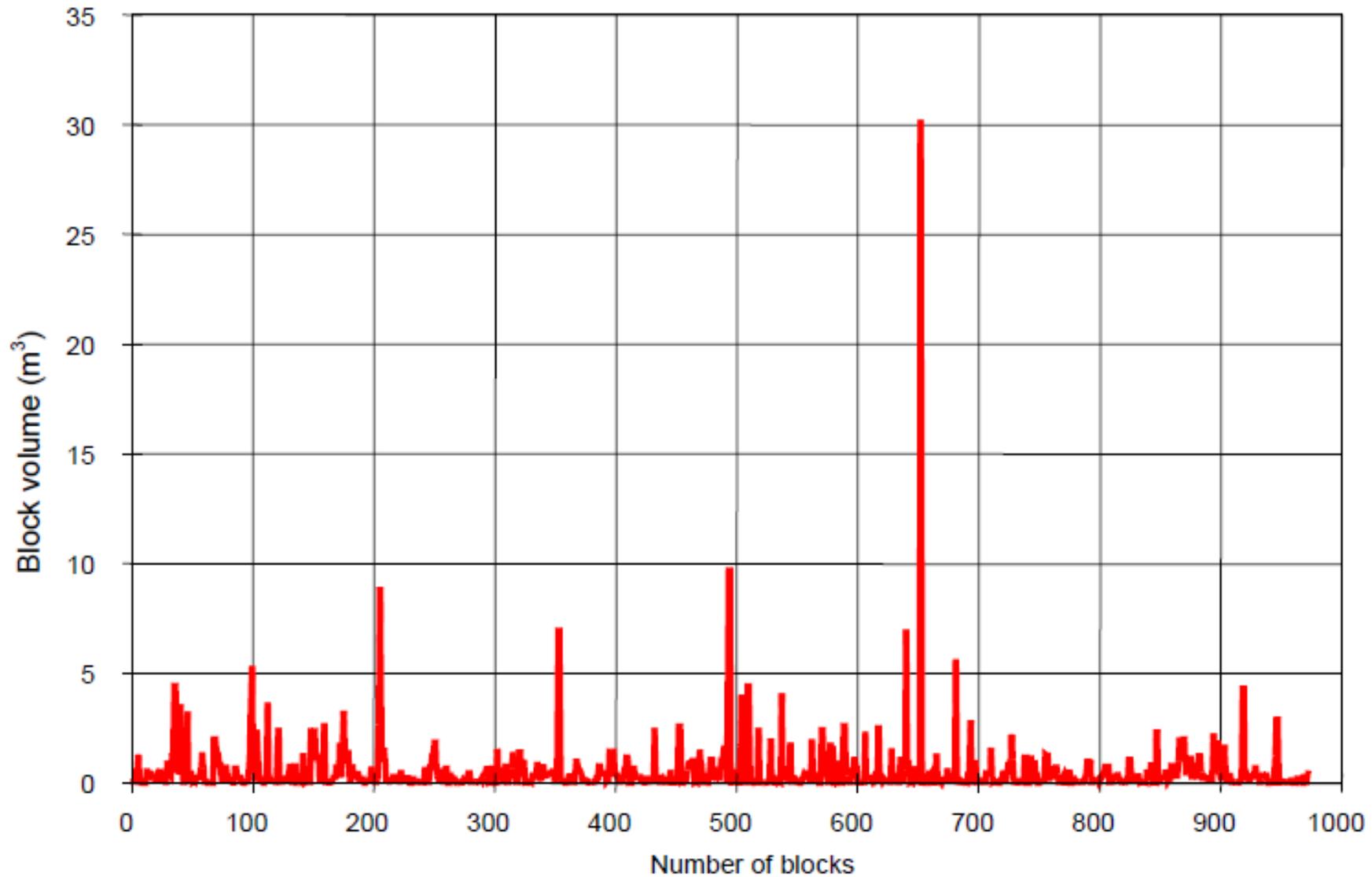
Calculated Hoek/Brown s-value for intact blocks = 0.640

Read data
Save
JFreq
Continue
Quit

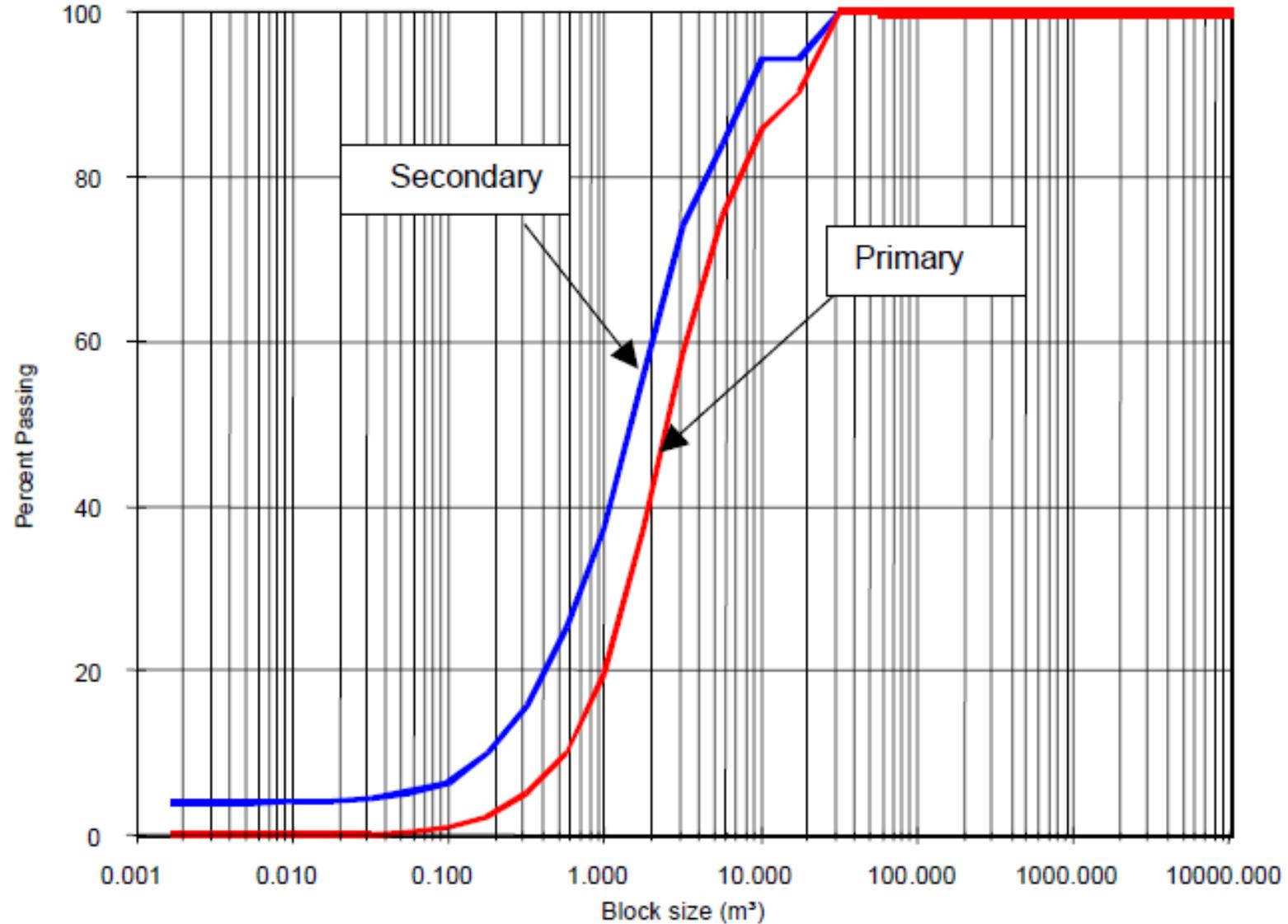


*Dr. G.S. (Essie)
Esterhuizen*

Программа BCF (Block Caving Fragmentation)

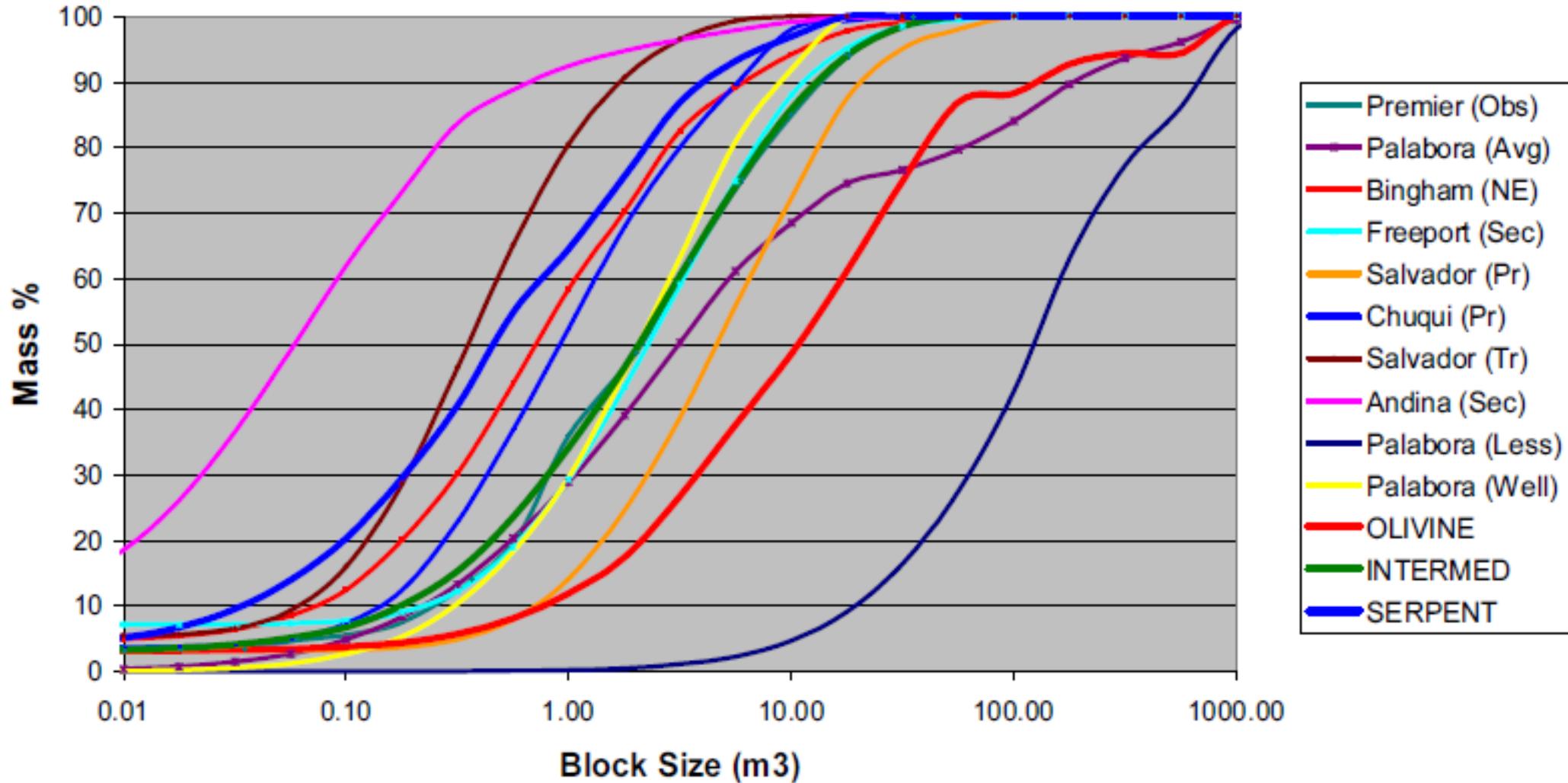


Программа BCF (Block Caving Fragmentation)



Грансостав обрушенной руды на рудниках, использующих технологию Block Caving

Fragmentation & Comparative Benchmarks



Крупность обрушенной руды и частота зависаний на выпуске

Ratio of ore pass dimension D to fragment dimension d	Relative frequency of hang-up
$D/d > 5$	Very low; almost certain flow
$5 > D/d > 3$	Often; flow uncertain
$D/d < 3$	Very high; almost certain no flow

SMIBRC

WH Bryan Mining &
Geology Research Centre

Guidelines on Caving Mining Methods

The Underlying Concepts

Dennis Laubscher
Alan Guest
Jarek Jakubec

Sponsored by:
Mass Mining Technology (MMT) Project
Technical Director: Gideon Chitombo



Thanks !

Good luck !

Questions?

