ZESZYTY NAUKOWE POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ 1988

Seria: GÓRNICTWO z. 172 Nr kol. 960

Antoni KIDYBIŃSKI
Jerzy SMOŁKA

Główny Instytut Górnictwa

WPŁYW WYTRZYMAŁOŚCI I DYNAMIKI ROZPADU SKAŁ - NA SKŁONNOŚĆ GÓROTWORU DO TĄPAŃ

Streszczenie. Podano zasadnicze różnice występujące między tąpaniami naprężeniowymi (pokładowymi) a tąpaniami wzbudzonymi wstrząsem sejsmicznym górotworu. Uzasadniono konieczność zrezygnowania z posługiwania się wskaźnikiem W_{ET} przy analizie zagrożenia tąpaniami wzbudzonymi wstrząsem (stropowymi). Podano w zarysie metodykę określania energii dynamicznej spodziewanych tąpań oraz omówiono 10 parametrów od których zależy ta energia. Przedstawiono liczbowy wpływ ważniejszych z tych parametrów takich jak: okres rozpadu węgla (τ), wytrzymałość węgla (R_c), głębokość wyrobiska od powierzchni (D) oraz odległość ogniska wstrząsu sejsmicznego od wyrobiska (d) i energii wstrząsu sejsmicznego (E) - na energię tąpnięcia.

Przedstawiono wyniki nowych badań dynamiki rozpadu węgli w aktywnym układzie obciążającym i przy dużej prędkości wymuszonej deformacji - określając na tej podstawie przedział liczbowych wartości okresu rozpadu węgla (τ).

Podano wnioski dla praktyki górniczej płynące z przeprowadzonych badań.

WSTĘP

W miarę rozwoju stanu wiedzy na temat mechanizmu tąpań w kopalniach węgla kamiennego, modyfikacji ulegają dotychczasowe poglądy na naturę i rolę, tzw. naturalnej skłonności węgla do tąpań, definiowanej dotychczas najczęściej za pomocą wskaźnika WET.

Dotychczasowy pogląd, że jedną z ważnych przyczyn występowania tąpań w kopalniach jest naturalna skłonność węgla do tąpań rozumiana, jako wysoka zdolność do gromadzenia energii sprężystego odkształcenia węgla (z minimalnymi stratami na odkształcenia pozasprężyste) - prowadzi do zleceń profilaktyki w formie odprężających strzelań wstrząsowych w pokładzie otaczającym wyrobiska. Strzelania te, wykonywane często bardzo intensywnie i wielokrotnie w tym samym miejscu, prowadziły do znacznego osłabienia górotworu otaczającego wyrobiska, przez jego spękanie a nawet całkowite rozdrobnienie. O ile przy tym, strzelania kamufletowe w ociosach

chodników przynosić mogły pewną poprawę w postaci odsunięcia strefy maksymalnych naprężeń w głąb calizy węglowej, to wykonywane intensywne strzelania w spągach węglowych w chodnikach prowadzonych pod stropem grubych pokładów, przy braku obudowy zamkniętej, prowadziły z reguły do zniszczenia stateczności spągu węglowego na znaczną głębokość od spodku wyrobiska. To z kolei, doprowadziło do powstawania nowego typu tąpań w chodnikach, w trakcie których poważna część a nawet całkowity przekrój wyrobiska bywał wypełniany luźnymi masami węgla wyrzuconego ze spągu, niejednokrotnie w postaci miału i drobnych okruchów. Liczne przypadku takich zjawisk wystąpiły, np. w kopalniach niecki bytomskiej we wczesnych latach osiemdziesiątych.

Spowodowało to zainicjowanie szerokich badań, na temat mechanizmu wywoływania tąpań przez wstrząsy sejsmiczne górotworu, występujące w kopalniach wskutek załamywania się grubych ławic piaskowców - zarówno przed frontem eksploatacji, jak i nad rejonami starych zrobów.

Badania te doprowadziły m.in. do opracowania analitycznego modelu zjawisk występujących na krytycznych głębokościach w górotworze otaczającym wyrobiska chodnikowe, a zainicjowanych wstrząsem sejsmicznym.

GŁÓWNE ZALEŻNOŚCI ANALITYCZNE

Zgodnie z podstawowymi założeniami fizyki przyjęto, że zagrożenie tąpnięciem wyrażone spodziewaną energią dynamicznego udaru skał w obudowę chodnika (L) wynosi:

$$L = \frac{1}{2} Q(v_1 + v_2)^2, \ J \tag{1}$$

gdzie:

Q - masa przemieszczonych skał, kg,

v_1 - prędkość cząstek skalnych wzbudzona wstrząsem sejsmicznym, m/s,

v_2 - prędkość odłamków skalnych wymuszona dynamicznym rozpadem, m/s.

Masę skał (Q) obliczyć można wg równania:

$$Q = 0{,}65 \ a \ M\left(\frac{2\rho D}{R_c} - 1\right) \tag{2}$$

(0,65 - współczynnik doświadczalny o wymiarze ciśnienia, Pa).

Z kolei składniki ogólnej prędkości ruchu mas skalnych wyrażone są następującymi równaniami:

$$v_1 = 2{,}64\left(\frac{d}{1{,}9\ (\ln E)^{1/2}}\right)^{-1{,}55} \tag{3}$$

$$v_2 = \left(\frac{a}{2\tau}\right)\left(\frac{2\rho D}{R_c} - 1\right)\left(\frac{\rho_0}{\rho_1} - 1\right) \tag{4}$$

gdzie:

a - pół średnicy poprzecznego przekroju chodnika, m,

M - odsłonięta w wyrobisku grubość pokładu, m,

ρ - gęstość przestrzenna skał nadległych, kg/m^3,

D - głębokość położenia wyrobiska od powierzchni, m,

R_c - wytrzymałość węgla na ściskanie, MPa,

d - odległość od źródła wstrząsu sejsmicznego do rozpatrywanego wyrobiska, m,

E - energia sejsmiczna wstrząsu, J,

τ - okres dynamicznego rozpadu węgla, s,

ρ_0 - pierwotna przestrzenna gęstość węgla, kg/m^3,

ρ_1 - gęstość przestrzenna mas węglowych po rozpadzie, kg/m^3.

Zależności powyższe wyprowadzono przy założeniu, że zasięg rozpadu skał wokół wyrobiska równy jest zasięgowi strefy przekroczonej wytrzymałości. Wszystkie inne założenia pochodzą z prostych zależności fizycznych: między objętością a zajmowaną powierzchnią przekroju, między drogą ruchu a prędkością i czasem oraz między prędkością wzbudzenia sejsmicznego a odległością od źródła wstrząsu.

Sześć z wymienionych 10 parametrów jest łatwych do określenia i znanych dla większości sytuacji praktycznych. Należą do nich: a, M, ρ, D, ρ_0, ρ_1. Z pozostałych 4 parametrów (R_c, E, d, τ) R_c - wymaga standardowego badania laboratoryjnego, E - wymaga rejestracji wstrząsów oraz oceny średniej spodziewanej energii dla danego pola wybierkowego, d - wymaga lokalizacji źródeł rejestrowanych wstrząsów i probabilistycznej oceny prognostycznej, zaś okres dynamicznego rozpadu węgla (τ) jest nową wartością wymagającą odpowiedniej procedury doświadczalnej.

Jak z powyższego widać, wszystkie z wyjątkiem jednego - parametry obliczeniowe są wyznaczalne dotychczas stosowanymi testami.

OKRES DYNAMICZNEGO ROZPADU (τ)

Z przyjętego założenia, że energia dynamiczna tąpnięcia (L) jest proporcjonalna do kwadratu prędkości przemieszczenia mas skalnych, przy znanej drodze tego przemieszczenia, wynika potrzeba znajomości c z a s u przebiegu dynamicznego rozpadu węgla.

W dotychczasowych badaniach związanych z tąpaniami naprężeniowymi (pokładowymi) czas rozpadu próbek węglowych określony był dla powolnego, statycznego trybu obciążania (Z. Hładysz - 1977). Jednocześnie stwierdzono, że czas rozpadu zależy od prędkości przykładanego obciążenia.

Analizując przebieg tąpnięcia wzbudzonego wstrząsem sejsmicznym górotworu, należy określić realne okresy rozpadu węgla pod wpływem szybkich, impulsowych obciążeń odpowiadających choćby w przybliżeniu działaniu fali sejsmicznej.

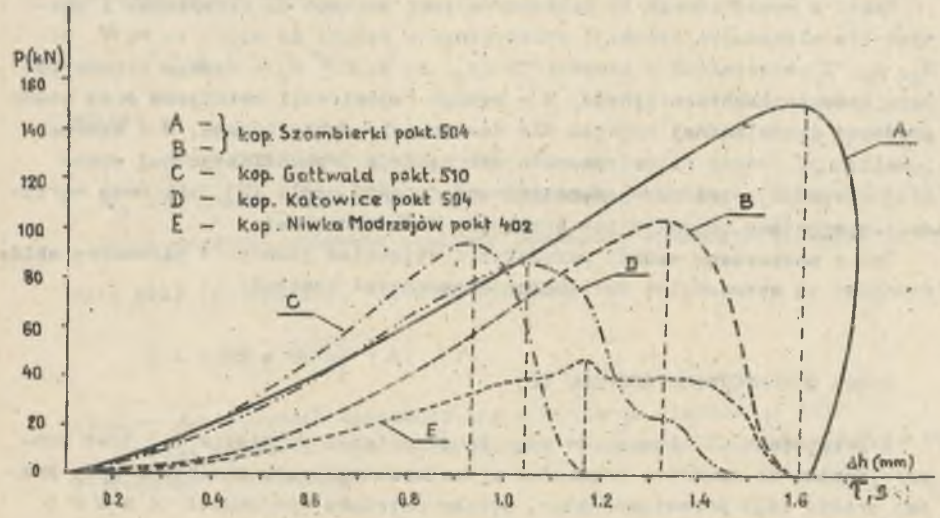
Równocześnie jednak, ze względu na zniekształcający wyniki badań wpływ miękkiej charakterystyki urządzenia obciążającego (prasy), badania prowadzone być winny w prasie o dużej sztywności, z urządzeniem do serwokontroli.

Dotychczasowy brak tego typu urządzeń w kraju, jak również niedogodności związane z szybkim sposobem obciążenia, były powodem, że badania takie nie były prowadzone.

W r. 1987 w laboratorium Głównego Instytutu Górnictwa uruchomiono sztywną prasę MTS - 810 posiadającą możliwości zarówno serwokontroli, jak i wywierania szybkich wymuszeń odkształceniowych bądź naprężeniowych.

Podjęte od niedawna w GIG-u badania wytrzymałości i okresu rozpadu próbek węgli kamiennych, pozwolą na szczegółowe określenie dla różnych pokładów węglowych Zagłębia Górnośląskiego - okresu ich pokrytycznego rozpadu przy szybkich obciążeniach.

Dotychczas uzyskane wstępne wyniki zilustrowano na rys. 1. W badaniach tych przyjęto za podstawę oznaczenia wymuszenie odkształceniowe o wielkości 1 mm zachodzące w czasie 1 s, przy wysokości próbki 5,0 cm i smukłości 1.



Rys. 1. Krzywe rozpadu węgli przy dynamicznym obciążeniu
Fig. 1. Coal samples disintegration curves under dynamic load

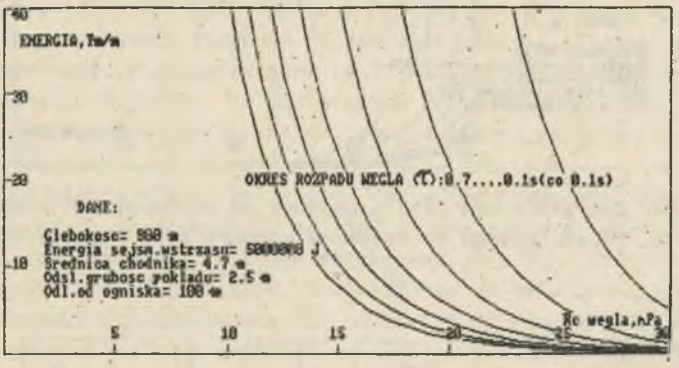
Z analizy pokrytycznej części krzywych rozpadu uzyskanych w pierwszych seriach badań wynika, że okres dynamicznego rozpadu węgla wynosi w zależności od typu węgla ok. 0,1-0,7 s.

Ta cecha węgla powoduje, że spodziewana energia dynamiczna tąpnięcia (energia udaru w obudowę chodnikową) może się zmieniać w szerokich granicach - powodując znaczne różnice stanu zagrożenia.

WPŁYW OKRESU ROZPADU (τ) NA ENERGIĘ TĄPNIĘCIA

Przedstawione uprzednio zależności analityczne pozwalają prześledzić wpływ okresu rozpadu węgla (τ), przy dynamicznym obciążeniu oraz wytrzymałości węgla (R_c) - na energię spodziewanego tąpnięcia.

Na rys. 2 pokazano wykres tej zależności dla głębokości 900 m, energii sejsmicznej wstrząsu 5 x 10^6 J, średnicy przekroju chodnika 4,7 m, odsłoniętej grubości pokładu 2,5 m oraz odległości od ogniska wstrząsu - 100 m.



Rys. 2. Wpływ wytrzymałości węgla i jego okresu rozpadu na energię udaru skał w obudowę chodnikową w czasie tąpnięcia (E = 5 x 10^6 J, D = 900 m)
Fig. 2. Effect of the strength of coal (R_c) and its disintegration time (t) on impact energy on roadway support during rockburst (E = 5 x 10^6 J, D = 900)

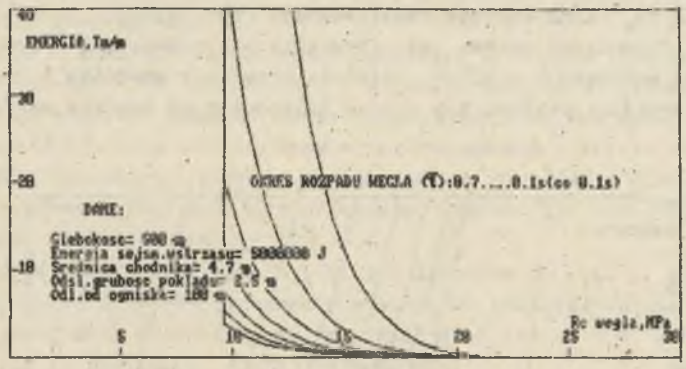
Dla pełnego zrozumienia omawianego rysunku należy dodać, że stosowane w naszych kopalniach węgla obudowy chodnikowe przenosić mogą bez zniszczenia obciążenia dynamiczne od ok. 2-20 T/m (w zależności od typu i zagęszczenia obudowy oraz rodzaju zastosowanego jej wzmocnienia), wyższe zaś odporności uzyskują jedynie ciężkie obudowy zamknięte stosowane w układzie podwójnych odrzwi z wewnętrzną wykładką tłumiącą.

Pokazany wykres wyjaśnia, jak znaczny wpływ ma charakterystyka rozpadu węgla wyrażona okresem rozpadu (τ) na energię dynamiczną tąpnięcia.

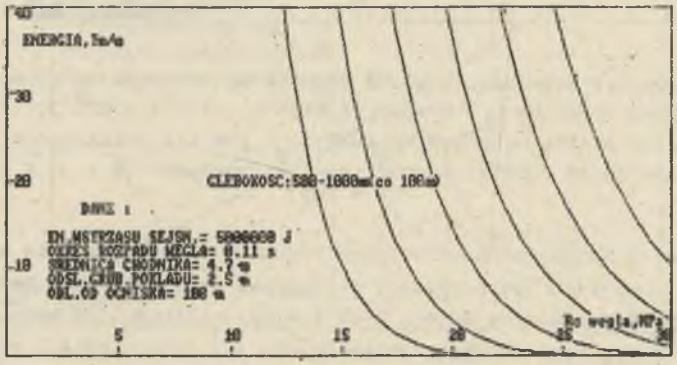
Znając odporność dynamiczną zastosowanej w danym wyrobisku obudowy oraz cechy węgla (τ, R_c), można z omawianego wykresu bezpośrednio odczytać stopień zagrożenia tąpnięciem w danym wyrobisku chodnikowym.

WPŁYW GŁĘBOKOŚCI NA ENERGIĘ TĄPNIĘCIA

Na rys. 3 pokazano wykres podobny jak na rys. 2 z tym, że tym razem dla głębokości 500 m. Wszystkie pozostałe parametry obliczeń zachowano bez zmian. Z porównania obu tych rysunków widać, jak pokaźny wpływ ma głębokość położenia wyrobiska na stopień zagrożenia tąpnięciem, wyrażony energią dynamiczną spodziewanego tąpnięcia.



Rys. 3. Energia udaru skał w obudowę na głębokości D = 500 m
Fig. 3. Impact energy of rocks on support at D = 500 m depth



Rys. 4. Wpływ głębokości na energię udaru skał w obudowę
Fig. 4. Effect of depth on impact energy on support

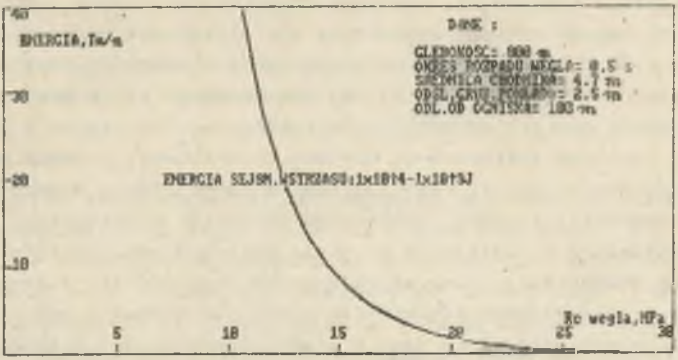
Na rys. 4 zilustrowano wpływ głębokości dla węgla silnie skłonnego do tąpań (okres dynamicznego rozpadu 0,11 s). Czynnik głębokości ma charakter niezależny, nie można go więc zmienić. Istnieje jednak możliwość zachowania (przez eliminację strzelań), bądź nawet zwiększenia wytrzymałości węgla, np. przez iniekcję odpowiednich środków wiążących. W ten sposób jednocześnie powoduje się odprężenie węgla oraz zwiększa się jego wytrzymałość w caliźnie, co - jak widać z rys. 4 - znacznie zmniejsza zagrożenie tąpnięciem. Z rysunku tego łatwo można odczytać na przykład, że przy głębokości 700 m iniekcyjne zwiększenie wytrzymałości pokładu z 20 MPa do 25 MPa, a więc zaledwie o 25% obniża energię spodziewanego tąpnięcia z 14 T m/m do 2 T m/m. Oznacza to, że zamiast zagęszczonych ciężkich łuków ze spągnicami i podciągami ze stojaków Valent pod każdym łukiem, można w tym przypadku bezpiecznie zastosować otwarte lekkie oddrzwia stawiane bez podciągów w odstępie 1 m.

ROLA WSTRZĄSÓW SEJSMICZNYCH W WYWOŁYWANIU TĄPAŃ

Związek wstrząsów sesjmicznych górotworu z występowaniem tąpań w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego został ponad wszelką wątpliwość wykazany, na podstawie licznych rejestracji energii i lokalizacji źródła wstrząsów mających związek czasowy z zaistniałymi tąpnięciami.

Pozostaje jedynie wyjaśnić, na ile energia sejsmiczna wstrząsu i odległość od źródła wstrząsu do wyrobiska, może wywierać wpływ na skutki tąpnięcia w wyrobisku, czyli dynamiczną energię tąpnięcia.

Omawiane zagadnienie ilustruje rys. 5. Jak widać z wykresu, energia wstrząsu sejsmicznego (w przedziale 10^4-10^9 J) nie wywiera wpływu na energię dynamiczną tąpnięcia, wstrząs sejsmiczny jest więc jedynie elementem inicjującym proces tąpnięcia. Stwierdzenie to dotyczy odległości wyrobiska od ogniska wstrząsu większych od 50-100 m. Przy bliższych odle-



Rys. 5. Wpływ energii wstrząsu sejsmicznego na energię udaru skał
Fig. 5. Effect of seismic energy of tremour on impact energy of rocks on support

głościach wpływ ten niewątpliwie istnieje, jednak jego liczbowe odzwierciedlenie zależy od lokalnych właściwości dynamicznych górotworu, których ścisła ocena jest trudna. Jest zrozumiałe, że maksymalny wpływ energii wstrząsu sejsmicznego na przebieg i dynamikę tąpnięcia ma miejsce wówczas, gdy położenie ogniska wstrząsu jest identyczne z lokalizacją zaistniałego tąpnięcia, co ma miejsce w przypadku tąpań naprężeniowych (pokładowych).

Z punktu widzenia praktyki górniczej w GZW jest to jednak przypadek bardzo rzadki. Z analizy statystycznej bowiem tąpań zaistniałych w chodnikach w ubiegłych 10 latach wynika, że im większa odległość ogniska od wyrobiska, tym większe szkody wyrządzone przez tąpnięcie, a najmniejsza typowa odległość dla grupy tąpań wysokoenergetycznych wynosi 20-30 m, zaś odległości mniejsze od 10 m stanowią poniżej 1% ogółu zaistniałych tąpań. Zakres statystycznych odległości waha się od ok. 10 m do ok. 450 m, przy czym najczęściej występuje odległość ok. 50 m, zaś przypadki występowania odległości większych od 250 m stanowią mniej niż 10% ogółu zaistniałych tąpań.

WNIOSKI

1. Wstrząsowy charakter tąpań występujących w kopalniach GZW powoduje, że dotychczas stosowany dla oceny skłonności pokładów węgla do tąpań statyczny wskaźnik W_{ET} jest nieprzydatny i mylący, należy zdecydowanie zrezygnować z jego stosowania w praktyce górniczej.

2. Czynnikiem stanowiącym racjonalną miarę skłonności górotworu do tąpań w konkretnej sytuacji górniczej jest energia dynamiczna spodziewanego tąpnięcia określona na podstawie 10 parametrów, z których 6 jest oczywistych dla danych warunków górniczych, 4 zaś wymagają wyznaczenia.

3. Spośród parametrów wyznaczanych - wytrzymałość węgla (R_c) i okres jego dynamicznego rozpadu (τ) stanowią czynniki decydujące o dynamice tąpnięcia, natomiast wstrząs sejsmiczny dla większości przypadków praktycznych (d = 50 m lub więcej) stanowi jedynie element wyzwalający tąpnięcie w lokalnej sytuacji istniejącej nierównowagi sił w górotworze.

4. Porównanie energii dynamicznej spodziewanego tąpnięcia z dynamiczną odpornością lokalnie zastosowanej obudowy chodnikowej, pozwala na ścisłą prognostyczną ocenę istniejącego zagrożenia tąpnięciem i wyprzedzające określenie ewentualnie szkód, jakie mogą zaistnieć w wyrobisku.

5. Przedstawiona w niniejszym artykule metodyka umożliwia dobranie takiej obudowy chodnikowej (masa kształtownika, typ odrzwi, zagęszczenie odrzwi, typ i zagęszczenie niezbędnych wzmocnień odrzwi), która w konkretnych warunkach górniczych jest w stanie wchłonąć bez zniszczenia

energię spodziewanego tąpnięcia, chroniąc załogę przed jego skutkami. Niezbędny do tego celu katalog obudów i wzmocnień uwzględniający ich dynamiczną odporność został już opracowyny w Głównym Instytucie Górnictwa.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Kazimierz Chmura

Wpłynęło do redakcji w kwietniu 1988 r.

ВЛИЯНИЕ КРЕПОСТИ И ДИНАМИКИ РАСПАДА СКАЛ
НА РАСПОЛОЖЕНИЕ К ГОРНОМУ УДАРУ

Р е з ю м е

Представлено основные разницы между напряженными ударами (пластовыми) и горными ударами вызванными сейсмическими толчками горного массива. Доказано необходимость отступления от пользования показателям $B_{эт}$ (W_{ET}) при анализе удароопасности вызванной (кровенным толчком). Представлено, в общем плане, методику определения динамической энергии ожидаемых горных ударов, а также обсуждено 10 параметров от которых зависит эта энергия. Представлено числительное влияние более значительных параметров таких как время распада угля (t), прочность угля (R), глубина выработки от поверхности (Д), а также расстояния очага сейсмического толчка от выработки (d) и сейсмической энергии (E) - на энергию горного удара.

Представлено результаты новых исследований в области динамики распада угля в жесткой системе нагрузки и при большой скорости вынужденной деформации - определяя на этой основе интервал числительных величин периода распада угля (t). Сообщено выводы для горной практики текучие с переведенных исследований.

EFFECT OF ROCK STRENGTH AND FAILURE DYNAMICS
ON STRATA PROPENSITY TO ROCKBURSTS

S u m m a r y

Fundamental differences between stress - generated and seismicity - induced rockbursts are analysed. It is argued that index W_{ET} used hitherto for rock bursting propensity characterizing should not be applied to seismicity - in - duced rockbursts. Brief description of theory is given for prediction of dynamic load on roadway support during rockburst, and ten parameters affecting load energy are discussed. Quantitive effect of dynamic disintegration time (t), the strenght of coal (R), depth of

working (D), as well as a distance of opening from seismic siurce (d) and seismic energy of tremour (E) - on the energy of rockburst is discussed.

New experimental results are presented of dynamic coal failure under fast deformation in stiff loading machine, and numerical range of dynamic disintegration time (t) for coal samples is given.

Finally, conclusions are drawn for mining practice from theoretical and experimental results.