

УДК 622.28

**ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ
КРЕПЕЙ ПРОТЯЖЕННОЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ
ПРИ СТАТИЧЕСКОЙ И ДИНАМИЧЕСКОЙ НАГРУЗКАХ**

А. Ниробич

*Центральный горный институт, E-mail: anierobisz@gig.eu,
пл. Горняков, 1, 40-166, г. Катовице, Польша*

Представлены экспериментальные данные по сопротивлению крепей разрушению. Эта характеристика необходима для поддержания выработок с повышенной сейсмической активностью, когда колебания породного массива могут привести к горному удару. В результате исследований получены значения критических нагрузок, при которых смещаются стойки, скручиваются секции крепей, теряется их устойчивость, а также несущая способность соединительных элементов (болтов).

Горная промышленность, крепи выработок, горный удар, экспериментальные результаты

В Польше исследования взаимодействия породного массива и крепей в сейсмически активных районах ведутся с 70-х годов XX века, в основном они проводились в условиях протяженных выработок. Возрастание числа горных ударов в таких выработках в связи с углублением горных работ — причина возросшего интереса к системам их крепления.

Цель работы — испытания крепей протяженных горных выработок и получение экспериментальных данных.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СОПРОТИВЛЕНИЯ КРЕПЕЙ ПРОТЯЖЕННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Костровая крепь. Существуют два способа оценки несущей способности костровой крепи: аналитическая или численная, использующие условия взаимодействия крепи с породным массивом; стендовые испытания отдельных элементов крепи (стоек, скоб, обшивки, сегментов секций) и системы крепи в целом, позволяющие дать эмпирическую оценку механизма разрушения крепи в условиях горного удара.

Аналитические методы основаны на расчетах статической нагрузки на крепь при выемке угля и определении динамической нагрузки как произведения статической нагрузки на коэффициент, зависящий от таких параметров, как положение выработки относительно выработанного пространства, расстояние от кровли выработки, расстояние от центра генерации колебаний [1]. Методика широко используется на польских шахтах. Основными параметрами, влияющими на величину динамической нагрузки, являются энергия колебаний и расстояние до эпицентра источника толчков [2–4].

Для численных расчетов разработана специальная программа прогноза горных ударов в окрестности угольной выработки, позволяющая проектировать оптимальную конструкцию крепи с целью минимизации разрушительных последствий [5, 6].

Стендовые испытания относились к забивке стоек, установленных на специальной площадке (рис. 1). Высота опускаемого груза последовательно увеличивалась на 0.25 м (в сертификационных испытаниях она равнялась 0.5 м). После каждого шага нагрузки проводились измерения глубины погружения стойки. Испытания выполнялись с использованием забивной бабы массой 4 т [7]. Согласно стандарту [8], стойка считалась устойчивой к динамическим нагрузкам, если при энергии удара $2.8 \cdot 10^4$ Дж она не утрачивала функциональную пригодность.

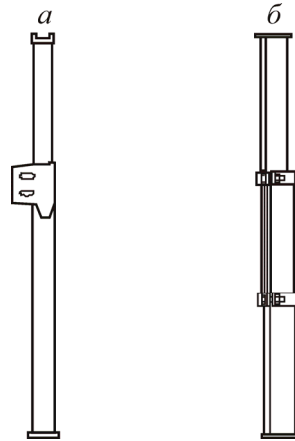


Рис. 1. Стальные стойки на польских шахтах: *а* — цельная стойка; *б* — стойка типа SV

Для оценки сопротивления элементов крепей выполнялись также динамические испытания на изгиб [10, 11]. Во время испытаний V-образную секцию длиной 2.5 м устанавливали на опоры с интервалом 2.4 м и нагружали, используя специальный молот. Точка приложения динамической нагрузки находилась в центре стойки (рис. 2). Регистрировались максимальная динамическая сила в точке приложения, деформация, время формирования деформации.

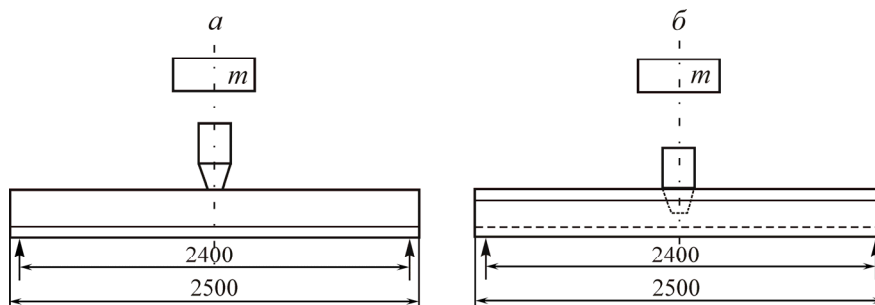


Рис. 2. Схема нагружения прямолинейного элемента V-образной секции [7]: *а* — вверх направленное нагружение; *б* — вниз направленное нагружение

Ударные динамические испытания жесткой арочной крепи осуществлялись на специальном стенде [9] (рис. 3). Способ приложения нагрузки соответствовал требованиям стандарта [11]. Поскольку испытания проводились на жесткой крепи, то перед экспериментом все связи блокировались, чтобы исключить возможные подвижки. Масса нагружающего устройства составляла 20 т. Контролируемые параметры: высота падения груза, энергия удара, максимальное отклонение системы от равновесного состояния, максимальные силы сопротивления.

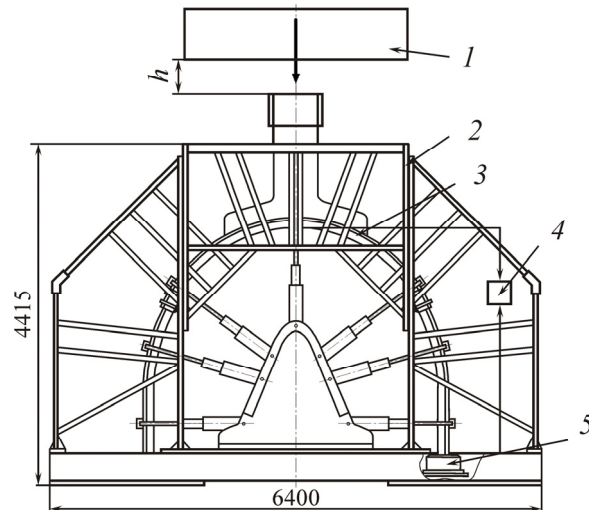


Рис. 3. Схема стабилизации и нагружения крепи [12]: 1 — ударный вес; 2 — структура стабилизации; 3 — экспериментальная система; 4 — датчик смещения; 5 — датчик силы; h — высота нанесения удара

Анкерная крепь. На польских медных рудниках с высокой сейсмической активностью уже давно применяются анкерные крепи. Приблизительно 28 тыс. толчков энергией до 10^9 Дж регистрируются ежегодно в породном массиве [12, 13]. Как правило, толчки не вызывают видимых повреждений кровли и крепей протяженных горных выработок. Оценка образования горных ударов с обрушениями проводится с использованием всех имеющихся данных геологического и сейсмического характера. Объективность методики подтверждается данными с медных рудников, однако имеются случаи, когда при высокой сейсмической активности нет ни обрушений, ни оползней породы [14].

Для большей достоверности оценки с 1999 г. в нее введены дополнительные параметры: величина динамического сейсмического эффекта на выработку и максимальная скорость вибрации породных частиц на контуре горной выработки (PPV , м/с) [15]. Их рассчитывают с помощью геофизического оборудования, а точность контролируют по определенной методике, использующей измерения разрушений выработки, после чего составляется критерий разрушения.

Стоит отметить, что на угольных шахтах Польши анкерная крепь не нашла широкого применения, так как она ассоциируется с риском горных ударов, несмотря на наличие определенной теоретической базы и практических примеров использования на шахтах других стран [16]. Тем не менее эта крепь исследовалась и проводились эксперименты с соответствующими замерами в районах сейсмической активности с энергией более $1 \cdot 10^4$ Дж. Согласно экспериментальной методике [17], замерялись нагрузки на болты и организовывалось наблюдение за состоянием породного массива и крепи после толчков. На двух рудниках состояние болтов исследовалось после толчков, индуцированных специальным взрывом в породном массиве [18, 19].

Помимо промышленных испытаний, динамическое сопротивление болтов изучалось на специальном стенде (рис. 4). Под динамическим сопротивлением анкеров здесь понимается такое значение кинетической энергии удара, при котором болт еще не разрушился, а общий сдвиг и расширение отверстия не превышают 0.5 м. Методика основывается на определении влияния массы удара m_2 на анкерную подушку, закрепленную на цилиндре. В ходе экспериментов датчики силы и смещения измеряют динамическую силу и смещение на конце анкера. Кинетическая и потенциальная энергии, динамическая несущая способность болта вычисляются на основании соответствующих зависимостей [20, 21].

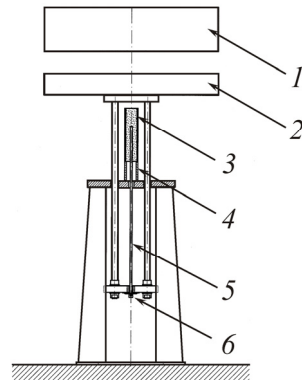


Рис. 4. Экспериментальный стенд для динамических испытаний болтов [20]: 1 — ударная масса m_2 ; 2 — масса m_1 , поддерживаемая болтом; 3 — экспериментальный ролик; 4 — датчик силы; 5 — стержень болта; 6 — подушка болта

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ПРИ ДИНАМИЧЕСКИХ ИСПЫТАНИЯХ

Костровая крепь. Согласно полученным данным, динамическая несущая способность стоек снижается с ростом скорости их погружения в породу. Анализ показал, что динамическая несущая способность стоек приблизительно на 20 % меньше статической нагрузки. Динамическая несущая способность определяется отношением [7]

$$N_{\text{дин}} = k_d N_{\text{ст}}, \quad (1)$$

где k_d — поправочный коэффициент; $N_{\text{ст}}$ — номинальная статическая нагрузка на стойку, кН.

Стенд для забивки стоек позволяет прикладывать нагрузку с энергией порядка $5 \cdot 10^5$ Дж на экспериментальный образец. Зная статическую нагрузку, можно по (1) рассчитать осевую динамическую нагрузку. Например, стойка SV25 при 1 м забивки имеет динамическую несущую способность около 147 кН.

Испытания на динамическое сопротивление прямолинейных сегментов V-образной крепи проводились на 10 образцах для V25 секций, 10 образцах для V29 секций и 10 образцах для V36 секций. Все результаты представлены графически. Для них определены уравнения линии регрессии, устанавливающие зависимость между максимальной динамической силой, максимальным динамическим отклонением секции и кинетической энергией удара. Значения максимальной динамической силы, максимального динамического отклонения секции и энергии удара приведены в табл. 1 [9]. Испытано 36 систем крепей размером от LP7 до LP10, изготовленных из секций V36, V29, V25.

ТАБЛИЦА 1. Кинетическая энергия удара при максимальных значениях силы для вниз направленного прогиба прямолинейных сегментов V-образных секций

Тип формы	Кинетическая энергия удара, кДж	Максимальная динамическая сила, кН	Максимальное отклонение, м
V36	83.2 – 89.6	560	0.024
V29	64.0 – 70.4	450	0.023
V25	41.6 – 44.8	330	0.020

Эксперименты по оценке прочности прямолинейных сегментов секций под динамической нагрузкой демонстрируют следующий факт: величина отклонения и результирующие динамические силы зависят не только от энергии удара, но и от его массы.

На основе этих данных установлены характеристики зависимости динамической нагрузки от деформации для всех образцов в виде экспоненциальной функции $y = e^{ax+b}$. Определив значения параметров a и b , можно установить зависимость между энергией удара, динамической силой и отклонением крепи. На рис. 5 представлена зависимость энергии удара от величины усредненного радиуса изгиба R для крепи, состоящей из V25, V29, V36 секций, где отклонение системы от равновесного состояния составляет 100 мм, после чего система теряет локальную устойчивость секции. Прямые линии на рис. 5 — это уравнения регрессии. Для секции V25: $E_k = 0.177172 - 0.0519009R$; для секции V29: $E_k = 0.238049 - 0.0680585R$; для секции V36: $E_k = 0.247718 - 0.0670669R$. Данные об энергии удара, приводящего к потере стабильности секции, обобщены в табл. 2.

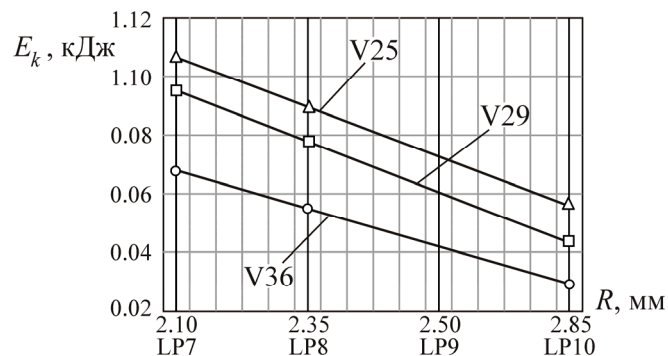


Рис. 5. Зависимость энергии удара E_k , вызывающего отклонение f_e 100 мм, от усредненного радиуса R [9]

ТАБЛИЦА 2. Кинетическая энергия удара, соответствующая максимальной динамической силе и отклонению в зависимости от типа секции

Тип секции	Кинетическая энергия удара, кДж	Максимальная динамическая сила, кН	Максимальное отклонение, м
LP8/V36	98	1157	0.110
LP8/V29	69	764	0.087
LP8/V25	49	758	0.090

Обратимся к оценкам разрушения выработок и крепи. Анализ показывает, что на 124 события (начиная с 1990 г.) определяются три типа разрушений в контуре выработки и восемь видов повреждений крепи [22]. Говоря о контуре выработки, имеем следующие разрушения: подъем кровли (75 % анализируемых выработок); разрушение кровли выработки (66 %); разрушение боковых стен (62 %). Для костровых крепей получены следующие повреждения: смещения в соединительных элементах (84 % анализируемых выработок); деформация боковой обшивки (69 %); разрушение элементов жесткости крепи (63 %); деформация арки кровли (65 %); деформация боковых стенок арки (65 %); деформация затяжки кровли (59 %); разрушение горных упоров (35 %); разрушение соединительной скобы (7 %).

Далее в результате анализа 120 горных ударов в угольных шахтах установлено, что почти в 90 % случаев центры горных ударов находятся на расстоянии 100 м от разрушенных выработок. Максимальная скорость колебаний PPV составляет 50 – 1000 мм/с [23].

Современная оценка потенциальной опасности устойчивости лавы учитывает эффект вибрации породного массива. Эмпирический метод регистрирует PPV непрерывного действия. Нормативные параметры PPV_W для каждого уровня потенциального риска в оценке устойчи-

ности выработки [24]: отсутствие опасности — $PPV_W \leq 0.05$ м/с; слабая опасность — $0.05 < PPV_W \leq 0.2$ м/с; средняя опасность — $0.2 < PPV_W \leq 0.4$ м/с; высокая опасность — $PPV_W > 0.4$ м/с, где PPV_W — взвешенный параметр PPV с учетом характеристик способности породного массива передавать вибрацию.

Анкерная крепь. На медном руднике установлена зависимость скорости движения частиц породного массива от плотности сейсмической энергии в дополнение к соотношению расстояния эпицентра и сейсмической энергии [14]. Зависимость амплитуды скорости от энергии сейсмического события для определенного расстояния от эпицентра $D=25$ м аппроксимирована здесь кривой:

$$PPV_{25} = 2.2039E^{0.292}, \quad (2)$$

где PPV_{25} — скорость колебаний частиц на расстоянии от эпицентра $D = 25$ м, мм/с; E — сейсмическая энергия, Дж. Максимальная зарегистрированная амплитуда скорости колебаний частиц составила 0.197 м/с, а энергия — $5.5 \cdot 10^5$ Дж, эпицентр источника колебаний находился в 64 м от экспериментального участка. Отрицательный эффект в виде вывалов или осыпи породы в выработках не зарегистрирован. Следует отметить недостаточно полную регистрацию данных влияния сейсмических событий на горные выработки, а также отсутствие учета местоположения гипоцентра от источника колебаний. Рассматривая влияние скорости, энергетического параметра и возможную потерю устойчивости выработки, можно заключить, что разрушающим фактором для выработки является амплитуда скорости колебаний частиц, достигших выработки и воздействующих на выработку в то время, как диапазон эффекта определяется сейсмической энергией явления.

На другом медном руднике исследовано влияние генерированных взрывом колебаний на анкерную крепь. Измерительные датчики монтировались на болтах вдоль выработки на расстоянии 2–25 м от торца забоя [25]. Экспериментальные результаты представлены в виде отношения между результирующей скоростью колебаний породных частиц в массиве, вызванных взрывом, массой взрывчатого вещества и расстоянием точки измерения скорости вибрации породного массива от горной выработки (рис. 6).

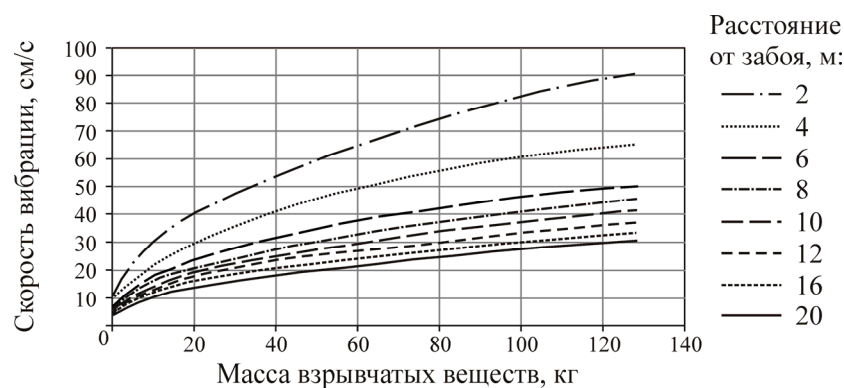


Рис. 6. Зависимость результирующей скорости колебаний кровли V_{xyz} от расстояния от фронта и массы взорванного заряда [25]

Разрушающее действие взрыва соотносится с эмиссией волны напряжения от центра взрыва в породный массив. При малом расстоянии от заряда, равном приблизительно 500 радиусам заряда, велика вероятность образования трещин в породной среде. При бóльшем расстоянии эта вероятность исчезает и колебания волны напряжений вызывают лишь колебания частиц породного массива. Напряжение, индуцированное волновой деформацией среды в результате взрыва, выражено уравнением [23]

$$\sigma = V_p V_i \rho, \quad (3)$$

где V_p — скорость продольной волны в данной среде, м/с; V_i — скорость колебаний породных частиц, м/с; ρ — плотность породного массива, кг/м³.

Вычислить осевую силу на анкере можно по уравнению (3). Расчеты выполнены для стальной анкерной крепи со стержнями диаметром 22 мм в предположении, что скорость распространения продольной волны в экспериментальном породном массиве составляет 5 800 м/с. Согласно расчетам, рост осевого силового воздействия на анкер в процессе взрывной выемки месторождения не превышает 3.5 % от проектной несущей способности анкера (100 кН).

В следующей стадии исследований проведено измерение нагрузки на распорные болты во время сейсмического события с определением следующих параметров: характеристика и скорость колебаний пород кровли, расслоение пород кровли, осевое силовое воздействие на анкерные стержни на непрерывной основе.

В течение экспериментального периода (225 сут) осевое силовое воздействие на болты, начиная с момента их монтажа в кровле, изменялось от 31.06 до 54.2 кН. Видимое влияние сейсмической волны на несущую способность анкеров отмечено только в трех сейсмических событиях. Показано, что осевое силовое воздействие на анкеры с установленными измерительными приборами в момент непосредственного воздействия сейсмической волны не превышает 3 % от нагрузки, которую они испытывали до сейсмического события.

На угольной шахте в Джанковисе два участка шахтного забоя длиной 23–25 м спроектированы и пройдены с применением анкерной крепи. На каждом из них в кровле выработки под углом 21° пробурена скважина длиной 30 м, в которую заложено 60 кг динамита с целью изучения поведения выработки в момент индуцированного сейсмического воздействия и сравнения полученных результатов на укрепленном анкерами участке с данными для неукрепленного участка (рис. 7). Кроме того, установлена измерительная аппаратура для определения несущей способности анкеров, нагрузки на анкеры, растрескивания пород кровли, вертикальной и горизонтальной конвергенции выработки, скорости колебаний кровли *PPV* и сейсмической энергии воздействия, трещиноватости горных пород, целостности цементации анкера в породном массиве [18].

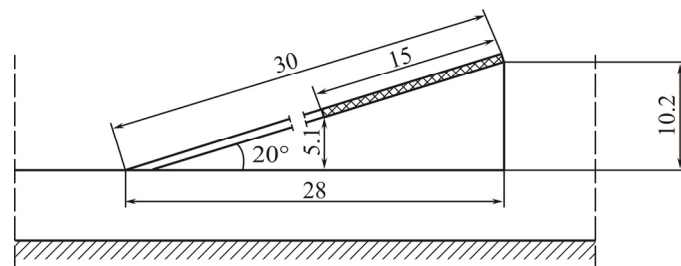


Рис. 7. Способ проходки взрывной скважины в кровле выработки (размеры указаны в метрах)

В первой секции выработки смонтированы 4 анкера кровли в ряд длиной 2.3 м, профилированные опоры и сварные сетки с ячейками 10×10 см и двумя анкерами длиной 1.8 м на каждой боковой стенке выработки с расстоянием между рядами анкеров 1.3 м (рис. 8). Второй участок (рис. 9) укреплен идентично первому, но использована сетка повышенной прочности и дополнительно в каждом ряду размещены два податливых анкерных болта с общей длиной 3.3 м, заделанные на 1 м.

На каждом из участков изучено состояние пород кровли, в подошве выработки обнаружен сланец. Средняя прочность пород кровли мощностью 6 м составила 17.9 МПа на участке 1 и 18.3 МПа — на участке 2.

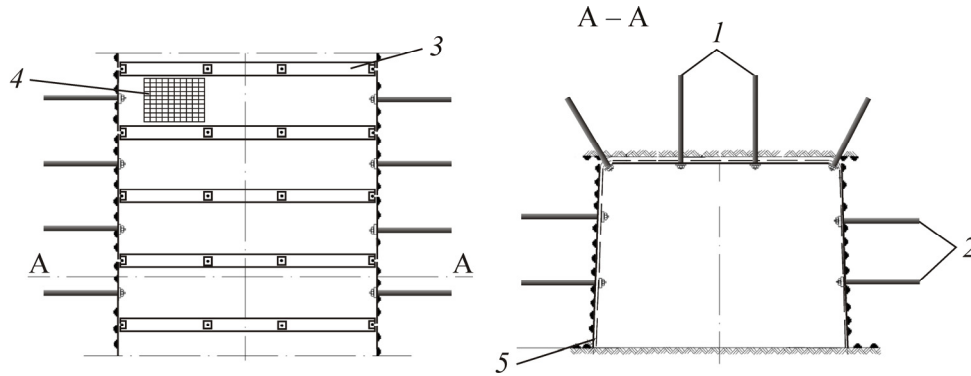


Рис. 8. Схема автономной анкерной крепи в экспериментальной выработке с использованием обычных анкеров (сегмент 1): 1, 2 — шатунный болт диаметром 22 мм с минимальной несущей нагрузкой 120 кН; 3 — профильная футеровка шириной 250 мм и толщиной 2 мм; 4, 5 — сетка с ячейками 10×10 см и стержни диаметром 5 мм

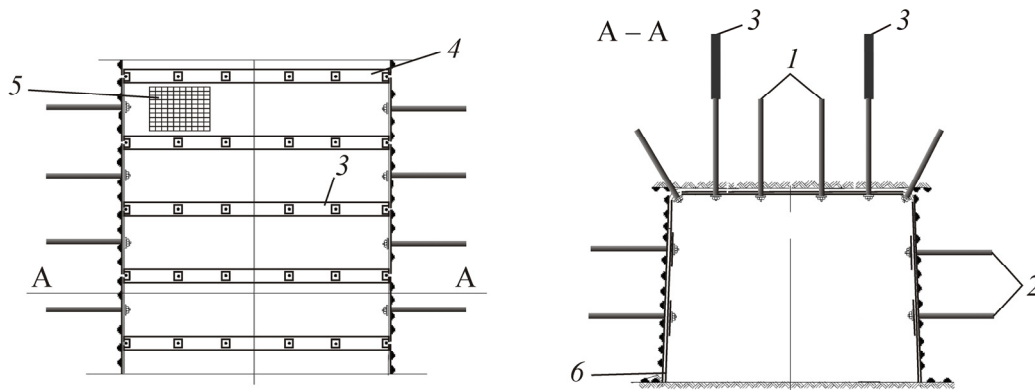


Рис. 9. Схема автономной анкерной крепи кровли в экспериментальной выработке с дополнительным усилением податливыми анкерными болтами и решеткой (сегмент 2): 1, 2 — шатунный болт диаметром 22 мм и минимальной несущей способностью 120 кН; 3 — податливый анкерный болт; 4 — профильное кровельное покрытие шириной 250 мм и толщиной 2 мм; 5, 6 — высокопрочная решетка

Несущая способность шатунных анкеров вычислялась для трех отдельных болтов, смонтированных на участках 1 (2 болта) и 2 (1 болт). Испытания на определение несущей нагрузки выполнены путем прикладывания усилия 130 кН на болты до и после взрыва. Установлено, что после взрыва несущая нагрузка болтов не изменилась. При индуцированных колебаниях энергией $3 \cdot 10^4$ и $2 \cdot 10^4$ Дж получены данные приращения нагрузки, расслоения и конвергенции (табл. 3). На участке 2 проведены измерения *PPV*.

Самые высокие значения параметров получены на расстоянии 15–24 м (середина скважины с зарядом) от входа во взрывную скважину. Измерения горизонтальной конвергенции на экспериментальных участках 1 и 2 не выявили каких-либо изменений после взрыва, за исключением одной точки на участке 1, где отмечалось смещение боковой стенки на 0.3 м. Трещиноватость горного массива оценивалась с помощью видеосъемки в скважинах кровли до и после взрыва. Согласно наблюдениям, кровля выработки имела многочисленные трещины с открытием от 10 до 30 мм.

Оценка целостности крепления анкерного болта в породном массиве показала, что во многих секциях цементирование не использовалось, например в конечных секциях с анкерами длиной 30–130 см; 18 анкеров обследовались до и после взрыва. В большинстве случаев частота свободных колебаний анкеров была выше после взрыва, что указывает на более интенсивное защемление стержней в скважине в результате активности породного массива [18, 26].

ТАБЛИЦА 3. Приращение нагрузки, расслоение и конвергенция в результате детонации заряда 60 кг динамита

Нагрузка на анкеры, кН				Расслоение, мм						Конвергенция, мм					PPV, мм/с					Сейсмическая энергия, Дж
1	2	3	4	1	2	3	4	5	6	1	2	3	4	5	1	2	3	4	5	
Участок 1																				
96	79	68	19	10	5	5	0	—	—	5	10	27	7	0	—	—	—	—	—	3·10 ⁴
Участок 2																				
10	50	41	23	4	19	20	14	21	8	2	3	36	30	0	135	208	285	283	215	2·10 ⁴

Примечание. 1–6 — номера контрольных точек.

За период с 2001 г. проведено более 100 лабораторных стендовых исследований на динамическое сопротивление различных типов анкеров [27]. В табл. 4 обобщены результаты экспериментов, выполненных по методике, представленной на рис. 4.

ТАБЛИЦА 4. Выборка экспериментальных данных испытаний на динамическое сопротивление анкеров [17]

Тип анкера, способ и глубина монтажа	Кинетическая энергия удара E_k , кДж	Потенциальная энергия E_p , кДж	Суммарная энергия E_c , кДж	Динамическая сила F_{dmax} , кН	Прочность анкера на разрыв F_m , кН	Смещение x_{max} , м	Результат эксперимента	
IR-4W Смесь KL в секции 0.6 м	25.1	—	25.1	219.4	438	—	Суммарное выпирание анкера, срез соединения анкер – бетон	
	20.7	—	20.7	133.2		—	Срез соединения анкер – бетон	
	10.33	9.75	20.08	203.6		0.158	Повреждений нет	
	5.17	1.97	7.14	230.1		0.032		
	7.75	5.0	12.75	214.2		0.081		
	15.5	14.1	29.6	219.3		0.229		
	10.33	8.15	18.48	232.8		0.132	—	Суммарное выпирание анкера, срез половины соединения анкер – бетон
	15.5	—	15.5	157.7		—	—	Суммарное выпирание анкера, срез половины соединения анкер – бетон
	15.5	—	15.5	201.4		—	—	Суммарное выпирание анкера, срез половины соединения анкер – бетон
	12.92	10.49	23.41	195.5		0.170	Повреждений нет	
14.21	7.47	14.21	256.6	0.121	Повреждений нет			
R-38 Смесь KL в секции 0.6 м	20.7	3.5	24.2	507.7	500	0.057	Зажим и деформация подложки	
	23.3	—	23.3	547.3		—	Срез резьбы анкера	
	20.7	3.7	24.4	539.2		0.061	Выравнивание подложки	
	22.0	—	22.0	568.1		—	Срез резьбы анкера	
	18.1	2.7	20.8	482.6		0.044	Деформация подложки	
	20.7	2.8	23.5	642.3		0.046	Деформация подложки	
	23.3	5.0	28.3	471.4		0.082	Повреждений нет	
R-38 Смесь KL в секции 0.6 м	25.8	5.9	31.7	518.8	500	0.095	Деформация подложки	
	27.9	—	27.9	503.7		—	Срез резьбы анкера	
	27.1	—	27.1	509.3		—		
KL-300 Бетонирование концентрированной смесью в секции 0.6 м	25.1	—	25.1	349	302	—	Отрыв троса	
				322				
				338				

ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАГРУЗКИ НА КРЕПЬ

Анализ разрушения крепи и контура выработки во время сейсмических событий показал, что их причиной являются динамические силы, генерируемые такими факторами, как [27]: нагружение кровли (рис. 10а) или подошвы (рис. 10б) с результирующим смещением крепи или вспучиванием подошвы; нагружение боковых стенок выработки со смещением арки боковой стенки и вывалом угля из боковой стенки (рис. 10в); постоянно меняющаяся нагрузка со стороны кровли, подошвы и боковых стен, сокращающая поперечное сечение выработки на 80–100 % (рис. 11).

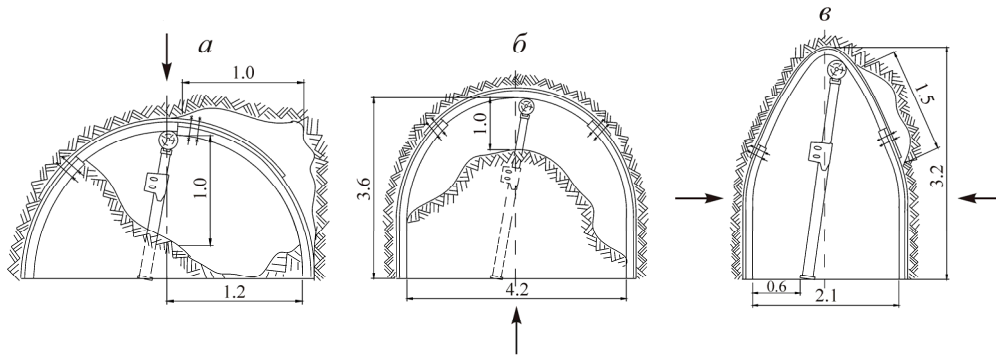


Рис. 10. Нагрузки: а — со стороны кровли (смещение системы крепи, сколы на кровле); б — со стороны подошвы (вспучивание); в — со стороны боковых стен (смещение арки боковой стенки)

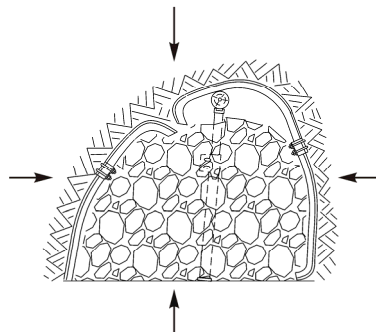


Рис. 11. Изменяющаяся нагрузка (уменьшение поперечного сечения на 80–100 %)

Согласно [27], 51 % случаев толчков характеризуется воздействием нагрузки со стороны боковых стенок (деформация арки боковых стенок и вывалы угля в выработку); 30 % случаев толчков обусловлены нагрузкой со стороны кровли или подошвы (смещение крепи, сколы на кровле или вспучивание подошвы); 19 % случаев толчков связаны с нагрузкой со стороны кровли, подошвы и боковых стен, что приводит к сокращению рабочего поперечного сечения выработки на 80–100 %.

Смещение системы крепи зависит от размера крепи, размера и типа секций и соединительных скоб и отмечается при динамической нагрузке 195–398 кН (см. рис. 10а); вспучивание подошвы происходит тогда, когда отношение начального напряжения в породном массиве к прочности подошвы выше 1 (см. рис. 10б); смещение арки боковой стенки происходит, когда нагрузка со стороны боковой стенки больше 100 кН (см. рис. 10в); глобальное разрушение выработки наблюдается при кинетической энергии породного массива более 1500 кДж (см. рис. 11).

ВЫВОДЫ

В результате испытаний костровой крепи получены следующие результаты: динамическая несущая способность стоек составляет примерно 147 кН; максимальная динамическая сила,

вызывающая изгиб прямых сегментов секции, равна 330 кН при энергии удара 45 кДж; максимальная динамическая сила, вызывающая потерю устойчивости системы крепи, состоящей из секций V25, равна примерно 758 кН при энергии удара 49 кДж.

Дан анализ разрушений костровой крепи и контура выработки в результате горного удара. Показано, что разрушение генерируется динамическими силами со стороны кровли, со стороны боковых стен выработки, со стороны кровли, подошвы и боковых стен.

Результаты испытаний на медных рудниках продемонстрировали, что выемка руды взрывом оказывает минимальное воздействие на анкерную крепь. Измеренное увеличение осевой силы на анкерах составляет не более 3–5 % от проектной несущей способности анкеров (100 кН), что также характерно для сейсмических колебаний. Согласно экспериментальным данным, осевая сила на анкера в момент воздействия сейсмической энергии не превышает 3 % нагрузки, действующей на них до сейсмического события.

Лабораторные испытания динамического сопротивления анкеров позволили разработать конструкцию, способную амортизировать энергию порядка 25 кДж. Для анкера типа R-38 измеренная максимальная динамическая сила составляет 471.4 кН при суммарной кинетической энергии удара 28.3 кДж.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Biliński A.** Zasady utrzymania wyrobiska w ścianach zagrożonych tąpnięciami stropowymi (The maintenance rules of working in the longwalls endangered with roof rockbursts), *Archiwum Górnictwa*, 1983, T. 28, Z 2.
2. **Chudek M., Duży S., Kleta H., Kleczek Z., Stoiński K., and Zorychta A.** Zasady doboru i projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych i ich połączeń w zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny (Rules of selection and designing of dog heading supports and their connectors in mining plants extracting hard coal), *Wydawnictwo Politechnika Śląska*, 2000.
3. **Dębkowski R., Madziarz M., Sawicki W., and Osadczyk T.** Badania zmian obciążeń kotew rozprężnych w wyniku oddziaływania wstrząsów sejsmicznych (Testing of changes in the load to expansion bolts as a result of seismic tremor activity), *Prace naukowe Instytutu Geotechniki i Hydrotechniki Politechniki Wrocławskiej*, 2007, No. 76.
4. **Rulka K.** Uprozczone zasady doboru obudowy korytarzowych wyrobisk przygotowawczych (Simplified selection rules of preparatory dog heading supports), *Zakład Technologii Eksploatacji i Obudów Górniczych GIG*, 2000.
5. **Kidybiński A.** Podstawy doboru obudowy chodnikowej dla rejonów zagrożonych wstrząsami i tąpnięciami (Basis for selection of dog heading support for areas endangered with tremors and rockbursts), *Bezpieczeństwo pracy w górnictwie*, 1988, No. 1.
6. **Kidybiński A.** System analizy komputerowej stanu zagrożenia tąpnięciami w chodnikach węglowych oraz projektowania optymalnych środków zabezpieczenia (The computer analysis system of rockburst threat in coal dog headings and designing optimal security measures), *Główny Instytut Górnictwa, Seria dodatkowa*, 1990.
7. **Skrzyński K.** Nośność dynamiczna stojaków ciernych (Dynamic load capacity of friction props), *Monografia GIG, Badania nad dynamiką obciążeń obudowy wyrobisk górniczych*, 1999.
8. **PN-G-15533.** Górnicza obudowa indywidualna. Stojaki cierne. Wymagania i badania (Mining individual support. Friction props. Requirements and tests), 1997.
9. **Kowalski E.** Wpływ parametrów technicznych odrzwi łukowej obudowy chodnikowej na zdolność przemieszczania obciążeń dynamicznych (The influence of the technical parameters of the arch dog heading support on the ability of withstanding the dynamic load), *Praca doktorska*, 1997.
10. **Skrzyński K.** Analiza odporności prostych odcinków kształtowników V na obciążenia dynamiczne udarem masy, na podstawie wyników laboratoryjnych badań wytrzymałościowych (Analysis of resistance of straight segments of V sections to dynamic loads with impact weight, based on the results of laboratory strength tests), *Prace naukowe GIG, Seria Konferencje*, 2000.

11. **PN-G-15000/05.** Odrzwia łukowe otwarte. Badania stanowiskowe (Open arch support. Stand tests), 1992.
12. **Butra J., Mrozek K., and Osadczyk T.** Aktualny stan zagrożenia tąpnięciami w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A. (The current state of rockburst hazards in the mines of KGHM Polska Miedź S.A.), Prace Naukowe Instytutu Geotechniki i Hydrotechniki Politechniki Wrocławskiej, 1983, No. 76.
13. **Szczerbiński J., Mirek A.** Prawne uregulowania prowadzenia robót górniczych w warunkach zagrożenia tąpnięciami (Legal regulation of conducting mining works in rock burst hazards conditions), Materiały Międzynarodowego Sympozjum Naukowo-Technicznego Tąpnięcia, Wydawnictwo GIG, 2002.
14. **Grzebyk W., Kosior A., and Pytel W.** Ocena wpływu wstrząsów sejsmicznych na stateczność wyrobisk górniczych na podstawie rzeczywistych wartości prędkości drgań ośrodka (Assessment of the seismic tremor impact on the stability of underground workings based on the actual values of medium vibrations velocity), Materiały XXIII Zimowej Szkoły Mechaniki Górnotworu, 2000.
15. **Kidybiński A.** Kryteria uszkodzenia lub zniszczenia wyrobisk korytarzowych i komorowych wskutek wstrząsów (Criteria for damage or destruction of dog headings and chamber workings due to rockbursts), Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, 1999, No. 5.
16. **Prace Naukowe GIG, Seria Konferencje Nr 1.** Obudowa kotwiowa w warunkach wstrząsów i tąpnięć (Rockbolt support in tremors and rockbursts conditions), 1995.
17. **Nierobisz A.** Badania dołowe wpływu wstrząsów na zachowanie się kotwi w kopalniach węgla (Underground tests of the bumps influence on the roof bolts behaviour in the hard coal mines), Cuprum, 2003, No. 3.
18. **Kidybiński A., Nierobisz A., and Masny W.** Wpływ bliskiego wstrząsu na damage towyrobiska korytarzowego (Impact of close tremor on damages in dog heading), Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, 2005, No. 8.
19. **Nierobisz A.** Wyniki badań wpływu symulowanych wstrząsów górotworu na stateczność wyrobiska korytarzowego (The research results of simulated rock mass tremors impact on the stability of dog heading), Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, 2005, No. 9.
20. **Pytlik A.** Górnicze kotwie strunowe o wysokiej odporności dynamicznej (Mining string bolts of high dynamic resistance). Maszyny Górnicze, 2005, No. 3.
21. **Pytlik A.** Określenie i ocena odporności udarowej kotwi górniczych na podstawie stanowiskowych badań udarem masy (Determination and impact assessment of mining bolts on the basis of stand impact weight tests), Sprawozdanie z realizacji projektu badawczego własnego, Nr projektu 5 T12A 01623, 2006.
22. **Nierobisz A.** Analiza wpływu parametrów charakteryzujących górotwór i obudowę na damage towyrobiska korytarzowego w wyniku tąpnięcia (Analysis of the impact of parameters characterizing the rock mass and mine support on dog heading damage resulting from the rockburst), Przegląd Górniczy, 2013, No. 12.
23. **Mutke G.** Charakterystyka drgań wywołanych wstrząsami górniczymi w odległościach bliskich źródła sejsmicznego w aspekcie oceny zagrożenia tąpnięciem (Characteristics of near-field ground motion resulting from mining tremors to assessing of rockbursts hazard), Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa, 2007, No. 872.
24. **Mutke G.** Ocena stopnia potencjalnego zagrożenia stateczności wyrobisk przyścianowych poddanych oddziaływaniu wstrząsów górotworu (The evaluation of the potential risks to the stability of longwall workings subjected to the rock mass tremors), Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa, 2011, No 4/2.
25. **Dudziec T., Korzeniowski W., and Piechota S.** Badanie wpływu robót strzałowych na zakotwiony strop wyrobiska komorowego (Study into the impact of shooting on bolted roof of chamber excavation), Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo i Geoinżynieria, 2004, Z. 1.
26. **Staniek A.** Badania wpływu wstrząsów górotworu na ciągłość wklejania żerdzi kotwiowych (Investigation of rock mass tremor effect on the continuity of grouting bolt rods), Materiały XII Międzynarodowej Konferencji Naukowo-Technicznej Górnicze Zagrożenia Naturalne, 2005.
27. **Nierobisz A.** Rola obudowy w utrzymaniu wyrobisk korytarzowych w warunkach zagrożenia tąpnięciami (The role of support in maintenance of dog headings in the rockburst hazard conditions), Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa, 2012, No. 887.