

УДК 622.831 + 622.2

**ВЫБОР АНКЕРНОЙ КРЕПИ ДЛЯ ВЫРАБОТОК,  
ПРОЙДЕННЫХ В ШАХТАХ, СКЛОННЫХ К ГОРНЫМ УДАРАМ**

**В. Н. Лушников<sup>1</sup>, В. А. Еременко<sup>2</sup>, М. П. Сэнди<sup>3</sup>, М. А. Косырева<sup>4</sup>**

<sup>1</sup>*Горнодобывающая компания “Goldfields”, E-mail: Vadim.Louchnikov@goldfields.com,  
г. Перт, Австралия*

<sup>2</sup>*Институт проблем комплексного освоения недр РАН, E-mail: eremenko@ngs.ru,  
Крюковский тупик, 4, 111020, г. Москва, Россия*

<sup>3</sup>*Компания “AMC Mining Consultants Ltd”, E-mail: msandy@amcconsultants.com,  
г. Перт, Австралия*

<sup>4</sup>*Российский университет дружбы народов,  
ул. Миклухо-Маклая, 6, 117198, г. Москва, Россия*

Одним из способов снижения последствий горных ударов является установка “динамической” крепи, способной выдерживать воздействия от высокого уровня динамических проявлений горного давления в виде сейсмического сотрясения массива и обрушения при горном ударе приконтурной части выработки. Представлена методика выбора крепи, которую применяют при разработке скальных пород в условиях удароопасности. Различные виды анкерных и поперечных крепей рассматриваются с позиций энергопоглощения и деформируемости.

*Горный удар, анкерная “динамическая” крепь, сейсмическое событие, уровень нагрузки, энергопоглощение, деформации, разрушение*

С увеличением глубины подземных горных работ устойчивость выработок все больше зависит от опорного давления, которое возникает на границах выработанного пространства. Рост напряжений с глубиной отработки и обнаружение зон концентрации напряжений в массиве приводит к активизации сейсмических событий и, как следствие, горным ударам [1–3]. На многих рудниках регулярно регистрируются сейсмические события, магнитуды которых имеют значения выше нуля. Сейсмические события с локальной магнитудой порядка (1.5–3.0)  $M_L$  уже не редкость, причем многие из них вызывают горные удары, которые проявляются в виде разрушения целиков и выбросов породной массы в выработки. Это создает серьезную угрозу безопасности работы горняков и нарушает процессы разработки месторождений.

Техногенная сейсмичность при ведении горных работ хорошо изучена за последние 20 лет, что позволяет эффективно использовать данные сейсмомониторинга на стадии проектирования рудников для размещения капитальных выработок за пределами прогнозируемых сейсмически активных зон. Тем не менее горные удары продолжают происходить. Руководители горнодобывающих предприятий сталкиваются с необходимостью получения ответа на следующие вопросы:

- способен ли выбранный тип крепи обеспечить безопасность работы в случае возникновения горного удара;
- если нет, то какая система крепи гарантирует безопасность;
- какие ограничения, связанные со стоимостью и доставкой крепи, временем производственного цикла крепления и т. п., могут возникнуть, если предприятие выберет “динамическую” крепь.

В данной статье рассматриваются два рудника, расположенные на территории штата Западная Австралия: золотодобывающий № 1 и полиметаллический № 2. Главное максимальное напряжение в приконтурном массиве выработок на глубоких горизонтах обоих рудников достигает 120–150 МПа, что подтверждено натурными наблюдениями и численным моделированием напряженно-деформированного состояния. При прочности горных пород на одноосное сжатие от 80 до 220 МПа разрабатываемые участки месторождений отнесены к склонным по горным ударам [3].

Ежедневно на рудниках регистрируются от нескольких десятков до нескольких сотен сейсмических событий. События с локальной магнитудой свыше 1.0  $M_L$  характеризуются как сбросовые, т. е. большая масса ослабленной горной породы “сбрасывается” из кровли или боков в выработку преимущественно под воздействием двух факторов: колебания массива при прохождении сейсмической волны и силы гравитации — это наиболее распространенный вид горных ударов на рудниках Австралии или, например, “Норильского никеля”.

Динамическая крепь должна быть достаточно прочной, чтобы противостоять горным ударам, но также относительно недорогой и практичной при установке. В настоящей работе представлена методология выбора крепи для рудников, которые ведут добычу твердых полезных ископаемых на месторождениях, склонных к горным ударам.

#### ОЦЕНКА ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ НАГРУЗКИ НА КРЕПЬ

“Динамической” называется крепь, способная выдержать нагрузку, создаваемую динамическими проявлениями горного давления. В состав крепи входят анкеры с повышенной несущей способностью, которые могут деформироваться без разрыва, и стяжка (поверхностная крепь) со схожими параметрами. Для расчета крепи, выдерживающей горный удар в виде “сброса”, необходимо знать три основных параметра: магнитуду события, расстояние до его источника и массу вывала.

Максимальное сейсмическое событие, зарегистрированное на руднике № 1, имело магнитуду 2.9  $M_L$ . Рассчитанная магнитуда прогнозного максимального события по результатам анализа данных сейсмомониторинга — 3.3  $M_L$ . Несмотря на то, что данная магнитуда имеет весьма низкую вероятность периодического повторения (менее 3%), значение 3.3  $M_L$  принималось в качестве расчетного.

После события магнитудой 2.9  $M_L$  значительные повреждения наблюдались в одном из подготовительных штреков на расстоянии 50–60 м от его гипоцентра, определенного с помощью системы сейсмического мониторинга (рис. 1). На основании данных наблюдений расстояние 50 м бралось в качестве расчетного.

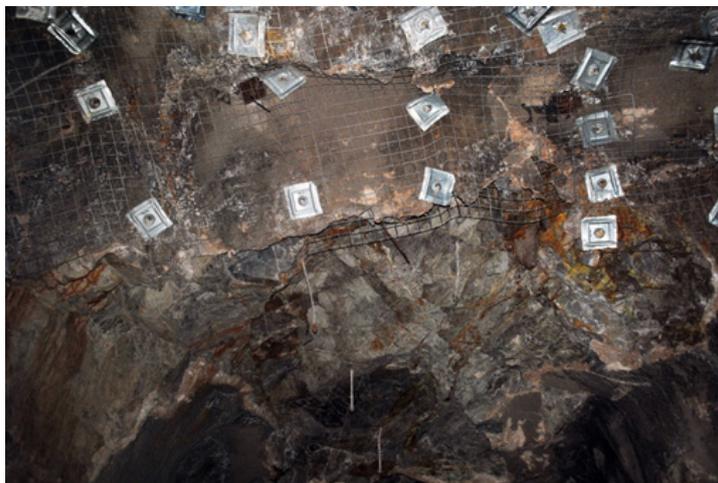


Рис. 1. Повреждение кровли подготовительного штрека золотоносного рудника № 1 (Австралия) после сейсмического события магнитудой 2.9  $M_L$

Максимальное сейсмическое событие, зарегистрированное на руднике № 2, имело магнитуду  $2.1 M_L$ , а по результатам анализа кривых Гуттенберга–Рихтера “прогнозный” максимальный толчок имеет магнитуду в диапазоне от  $2.2$  до  $2.5 M_L$  (рис. 2). Магнитуда  $2.5 M_L$  принималась в качестве расчетной для рудника № 2.

Сейсмическое событие с магнитудой  $2.1 M_L$  на руднике № 2 не привело к горным ударам, однако в результате другого события магнитудой  $1.5 M_L$  значительное разрушение в виде вывала горной массы произошло на одном из участков транспортного съезда (рис. 3). Расчетное расстояние от гипоцентра данного сейсмического события до области разрушения составило от  $30$  до  $40$  м. Кроме того, установлено, что на расстоянии  $30$  м от места разрушения проходит крупный региональный разлом. Следовательно, расстояние  $30$  м можно принять в качестве расчетного для рудника № 2.

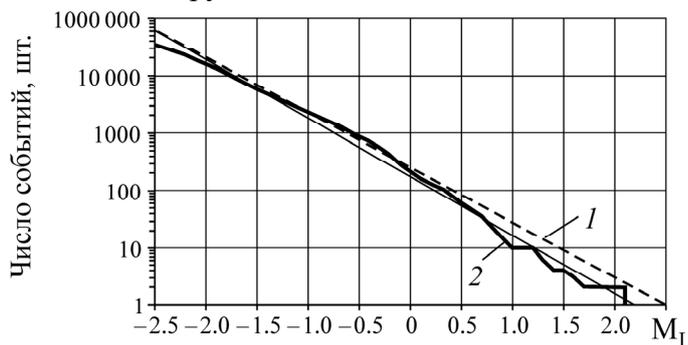


Рис. 2. Кривые Гуттенберга–Рихтера для анализа зависимости между магнитудой и частотностью события (рудник № 2): 1 — прогнозные данные; 2 — фактические



Рис. 3. Вывал горной массы в транспортном съезде рудника № 2 в результате крупного сейсмического события магнитудой  $1.5 M_L$

Для расчета параметров крепи необходимо также оценить массу ослабленной (нарушенной) горной породы, которая может быть сброшена в выработку в результате горного удара.

Общий вес вывала горной массы, произошедшего в результате сейсмического события магнитудой  $2.9 M_L$  на руднике № 1, составил около  $30$  т. По данным скважинных исследований, зона техногенных трещин растяжения распространилась в кровле на глубину до  $1$  м, причем наиболее сильная трещиноватость наблюдалась на расстоянии до  $0.8$  м от обнажения (рис. 4а). Также большинство анкеров под воздействием горного удара было срезано на расстоянии  $0.7–0.8$  м от контура выработки. Глубина трещинообразования смоделирована и откалибрована по результатам скважинных исследований (рис. 4б). Критическое значение объемного трещинообразования составило для данного случая  $400 \mu\epsilon^*$  — значение использовалось в дальнейшем для оценки глубины зоны нарушения приконтурного массива в кровле выработки.

Объем нарушения массива на глубину до  $0.8$  м в штреке шириной  $5.5$  м составляет около  $25$  м<sup>3</sup>, что соответствует примерно  $70$  т ослабленной горной массы. Данное значение принято в качестве расчетного для рудника № 1. Площадь поверхности распределения этой массы  $30$  м<sup>2</sup>.

Массу нарушенной горной породы на руднике № 2 рассчитали также с оценкой глубины зоны техногенной трещиноватости: глубина распространения трещинообразования, согласно скважинным измерениям, была  $1$  м от обнажения [4–6]. Объем нарушенной породы для случая на руднике № 2 составил около  $30$  м<sup>3</sup> массой  $85$  т. Площадь поверхности распределения этой массы также равнялась  $30$  м<sup>2</sup>.

\*Микродеформация ( $\mu\epsilon = \epsilon \cdot 10^{-6}$ ) — единица измерения относительной деформации растяжения, рассчитываемой путем деления величины абсолютной деформации  $\Delta L$  на исходную длину объекта  $L$ :  $\epsilon = \Delta L/L$ .

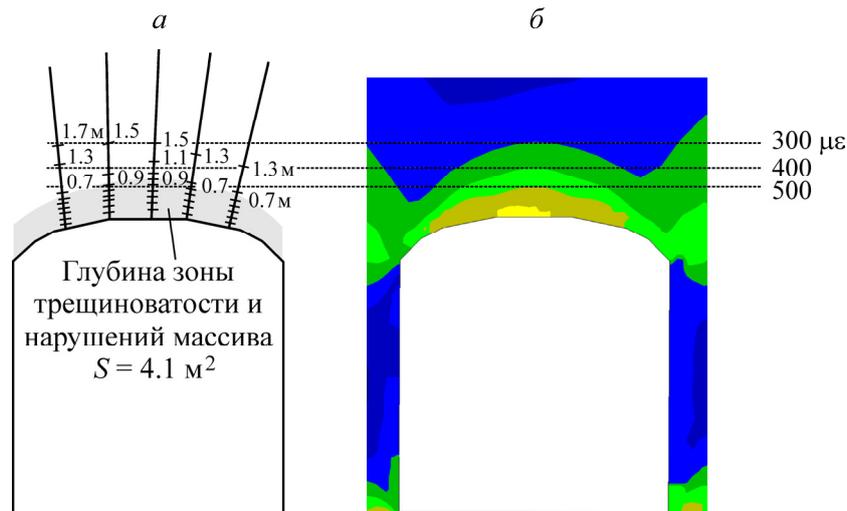


Рис. 4. Результаты измерения глубины зоны трещиноватости и нарушений массива в кровле штрека на руднике № 1: *а* — натурные измерения; *б* — численное моделирование (определение контура деформаций растяжения); 300–500  $\mu\epsilon$  — микродеформации

В условиях динамической нагрузки крепь должна поглощать кинетическую энергию колебания горного массива, а также потенциальную энергию массы сбрасываемой породы, смещающейся в выработку под действием силы тяжести. Таким образом, полная величина энергии, которая поглощается динамической крепью (энергетическая нагрузка на крепь), оценивается следующим образом:

$$E = \frac{1}{2} m(p_{pv}SE)^2 + qmgd, \quad (1)$$

где  $m$  — расчетная масса нарушенных горных пород, кг;  $p_{pv}$  — максимальная скорость колебания массива на контуре выработки, м/с;  $SE$  — коэффициент амплификации (приращение сейсмической активности);  $q$  — константа, равная 1 для горного удара в кровле и 0.5 — в борту выработки;  $g$  — ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;  $d$  — расстояние движения горной массы в закрепленную выработку, м (обычно принимается равном 0.2 м, что является предельно допустимым смещением бортов выработки в результате горного удара).

Коэффициент амплификации варьирует в диапазоне от 1 до 4 [1] и его трудно определить количественно. В Западной Австралии и Западной Сибири этот коэффициент часто принимают равным 2 [7]. В рассматриваемой ситуации для обоих рудников также принято значение 2.

Величину  $p_{pv}$  можно оценить исходя из параметров источника расчетного события по следующему соотношению [1, 8, 9]:

$$p_{pv} = \frac{C \cdot 10^{\frac{1}{2}(M_L+1.5)}}{R + R_0}, \quad (2)$$

$$R_0 = \alpha 10^{\frac{1}{3}(M_L+1.5)}, \quad (3)$$

где  $C = 2.5$  — масштабный множитель для типичных условий ведения горных работ;  $R$  — расстояние до источника сейсмического события, м;  $R_0$  — радиус источника сейсмического события, учитывающий затухание сейсмической волны в ближней зоне, м;  $\alpha$  — константа с областью изменения 0.53–1.14.

Принимая константу  $\alpha = 0.53$  (наиболее консервативное значение), для события магнитудой  $3.3 M_L$  на расстоянии 50 м от гипоцентра скорость  $p_{pv}$  колебания массива на контуре выработки равна 0.9 м/с. Это согласуется с данными сейсмологического анализа, проведенного на руднике № 1, где установлено, что на расстоянии 50 м скорость  $p_{pv}$  в результате события магнитудой  $3.3 M_L$  составляет около 0.7–1.2 м/с. Для расчета крепи на руднике № 1 принято значение  $p_{pv} = 0.9$  м/с. На руднике № 2 для события магнитудой  $2.5 M_L$  на расстоянии 30 м от источника скорость колебания массива  $p_{pv} = 0.6$  м/с.

Общая энергетическая нагрузка, рассчитанная по уравнению (1), составила 250 и 230 кДж для рудников № 1 и № 2 соответственно. Площадь поверхности распределения этой нагрузки равна площади основания ослабленного массива, т. е.  $30 \text{ м}^2$ .

По данным исследований, проведенных университетом AGH (Краков, Польша) [10], в условиях “жесткого” нагружения (что типично для рудников, осуществляющих горные работы в скальных породах) анкерная крепь поглощает около 75 % общей энергетической нагрузки, в то время как поверхностная крепь — около 25 %. Стоит заметить, что в проводимых испытаниях система крепления состояла из стальной сетки и анкеров с шагом установки  $1.2 \times 1.2$  м. Можно предположить, что при более широком шаге установки анкеров поглощаемая ими часть энергии будет несколько уменьшаться, а доля энергии, приходящаяся на поверхностную крепь, увеличиваться. В отсутствии более точных данных достаточно применить принцип пропорциональности, а именно, для шага анкерования  $1.4 \times 1.4$  м предлагается следующее распределение энергетической нагрузки: 65 % на анкеры и 35 % на поверхностную крепь.

В более слабых породах (так называемых условиях “мягкого” нагружения) энергораспределение сместится в сторону поверхностной крепи: 30 % на анкерную крепь и 70 % на поверхностную [9]. Учитывая блочность некоторых частей массива на руднике № 1 и высокую степень расланцованности массива на руднике № 2, для обоих рудников предлагается считать следующее соотношение энергетической нагрузки: 60 % на анкеры и 40 % на поверхностную крепь.

Как показывают результаты анализа, энергетическая нагрузка для обоих рудников примерно одинакова, хотя параметры расчетных событий различны (табл. 1). Можно допустить, что полученные значения энергетической нагрузки будут применимы для многих других рудников, подверженных влиянию сейсмических событий с магнитудой в диапазоне (2.5–3.3)  $M_L$ .

ТАБЛИЦА 1. Параметры расчета динамической крепи

Расчетные параметры	Рудник № 1	Рудник № 2
Магнитуда расчетного события	3.3	2.5
Расстояние до источника события, м	50	30
Максимальная скорость массива на контуре выработки $p_{pv}$ , м/с	0.9	0.6
Глубина нарушения в кровле (ослабленный массив), м	0.8	1.0
Расчетная масса сброса, т	70	85
Энергетическая нагрузка на крепь для расчетного события, кДж	250	230
Энергетическая нагрузка на единицу площади, кДж/м <sup>2</sup>	8.3	7.7
Энергораспределение (анкеры/поверхностная крепь), %	60/40	60/40
Энергопоглощение, кДж/м <sup>2</sup> :		
для анкерной крепи	4.9	4.6
для поверхностной крепи	3.4	3.1

### ЭНЕРГОПОГЛОЩЕНИЕ КРЕПИ

Для работы в условиях динамической нагрузки производится несколько видов податливых анкеров. Однако слабым звеном в системе остается поверхностная крепь, в том числе ее сочленение с анкерной крепью. Поэтому схему упрочнения выработок следует выбирать исходя из способности энергопоглощения поверхностной крепи.

Поверхностная крепь выполняет две основные функции: удержание мелких вывалов между анкерами и распределение нагрузки между ними. Для обеспечения надежной работы всей системы крепи в удароопасных условиях второе требование является особенно актуальным.

На рис. 5 и в табл. 2 представлены сведения о несущей способности различных видов поверхностных крепей. Данные получены экспериментально и опубликованы в [10–16].

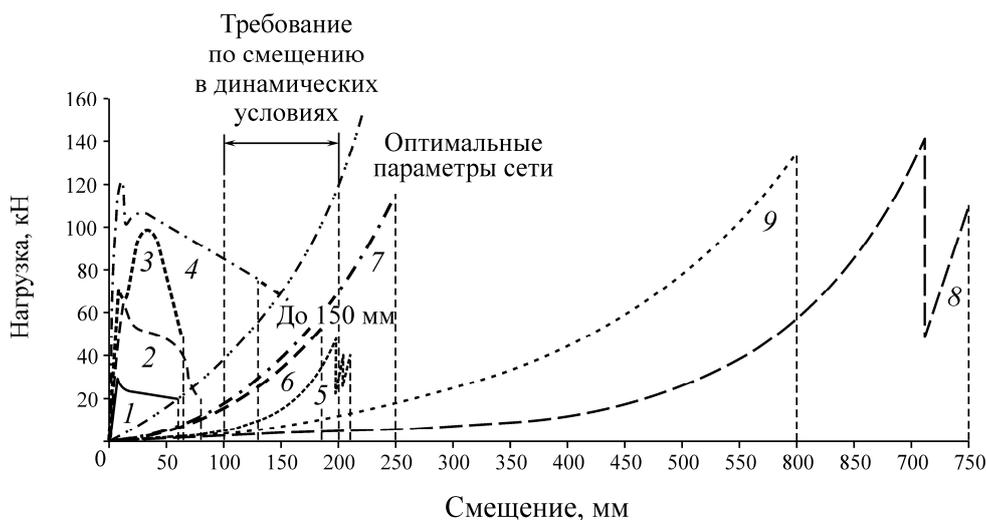


Рис. 5. Технологические свойства различных видов поверхностных крепей, испытанных при “жестких” граничных условиях нагружения в статических условиях: 1 — фиброторкретбетон (ФТБ), толщина слоя 60 мм, синтетическая фибра, энергопоглощение 0.8 кДж/м<sup>2</sup>, расход фибры 6 кг/м<sup>3</sup>, размер тестируемого образца 1.25×1.25 м; 2 — ФТБ, 80 мм, синтетическая фибра, 2.2 кДж/м<sup>2</sup>, 6 кг/м<sup>3</sup>, 1.25×1.25 м; 3 — ФТБ, 115 мм, стальная фибра, 3.0 кДж/м<sup>2</sup>, 20 кг/м<sup>3</sup>, 1.25×1.25 м; 4 — ФТБ, 110 мм, стальная фибра, армирующая сварная сетка, 7.7 кДж/м<sup>2</sup>, 40 кг/м<sup>3</sup>, 1.25×1.25 м; 5 — сварная сетка, проволока Ø 5.6 мм, 1.3 кДж/м<sup>2</sup>, 1.4×1.4 м; 6 — плетеная сетка высокой прочности на разрыв MINAX M85/2.7, 2.4 кДж/м<sup>2</sup>, 1.4×1.4 м; 7 — плетеная сетка высокой прочности на разрыв ТЕССО G80/4, 6.5 кДж/м<sup>2</sup>, 1.4×1.4 м; 8 — сетка НЕА, 11.8 кДж/м<sup>2</sup>, 1.5×1.2 м; 9 — плетеная сетка, проволока Ø 110 мм, 22.5 кДж/м<sup>2</sup>, 1.0×1.0 м (полученная кривая “нагрузка–смещение” не подтверждена)

Анализ представленных данных показывает, что по отдельности ФТБ и сварная сетка имеют более низкую энергопоглощающую способность, чем требуется на обоих рудниках. Слой ФТБ мощностью 100 мм, армированный стальной сеткой, обладает достаточной энергопоглощающей способностью, однако способность деформироваться ограничена 160 мм, что недостаточно, так как в условиях удароопасности требуется, чтобы стяжка могла деформироваться без разрушения как минимум до 200 мм. Два вида сетки высокой энергопоглощающей способностью — НЕА и плетеная сетка из проволоки диаметром 10 мм — имеют энергетические и деформационные свойства, превышающие требуемые значения. Эти сетки слишком “мягкие”: набирают максимальную прочность слишком поздно, к этому моменту смещение нарушенных горных пород превышает деформационную способность анкеров, что приводит к разрушению всей упрочняющей системы.

ТАБЛИЦА 2. Способность к энергопоглощению различных видов поверхностной крепи

Вид поверхностной крепи	Энергопоглощение на единицу площади, Дж/м <sup>2</sup>	Максимальное смещение до разрушения, мм
ФТБ 80 мм, синтетическая фибра	2.2	80
ФТБ 110 мм, стальная фибра и сварная армирующая сетка	8.0	150
Сварная сетка 100×100 мм отверстие (проволока Ø 5.6 мм)	1.3	210
Слой ФТБ 60 мм + сварная сетка, установленная поверх ФТБ	2.1	210
Слой ФТБ 80 мм + сварная сетка, установленная поверх ФТБ	3.5	210
M85/2.7 (Minax — плетеная сетка высокой прочности на растяжение, проволока Ø 2.7 мм)	2.4	200
G80/4 (Тессо — плетеная сетка высокой прочности на растяжение, проволока Ø 4.0 мм)	6.5	300
ФТБ 60 мм + M85/2.7	3.2	200
ФТБ 60 мм + G80/4	7.3	300
ФТБ 80 мм + M85/2.7	4.6	200
ФТБ 80 мм + G80/4	8.7	300
Плетеная сетка (проволока Ø 6.0 мм), дополненная сварной сдвоенной проволокой по периметру	2.0	300
HEA сетка	11.8	800
Плетеная сетка (проволока Ø 10.0 мм)	22.5	> 600

Оптимальная поверхностная крепь должна иметь повышенную жесткость в начале деформирования прибортового массива, а затем проявлять податливость. Начальная жесткость необходима для минимизации трещинообразования и вспучивания горных пород. Такие свойства в достаточной мере проявляет фиброторкретбетон в условиях статического нагружения в сильнонапряженных массивах. Однако в динамическом режиме нагружения ФТБ не способен достаточно деформироваться или распределять нагрузку между анкерами. В этих условиях оптимальным вариантом крепи является комбинированная из ФТБ и сетки.

Энергопоглощающая способность различных видов анкеров представлена в табл. 3 и на рис. 6.

ТАБЛИЦА 3. Способность к энергопоглощению различных видов анкерной крепи по данным динамических испытаний

№	Вид анкера	Механизм деформирования	Максимальная деформационная характеристика, мм	Энергопоглощение анкеров при деформации 100 и 150 мм, кДж	
				100	150
1	D-анкер (Ø 22 мм)	Растяжение	220	25	38
2	Posimix анкер (Ø 20 мм), точно заанкерванный	Растяжение	210	23	35
3	MD-анкер (Ø 20 мм стержень в трубе Ø 47 мм)	Проскальзывание/растяжение	300*	17	26
4	Garford динамический анкер (Ø 22 мм)	Растяжение	200	13	20
5	Конический анкер (Ø 17 мм)	Пропахивание	300	12	18
6	Податливый анкер Yield-Lok 19 (Ø 19 мм)	Пропахивание	300	10	14
7	Swellex анкер (Ø 54 мм)	Проскальзывание	300	10	14
8	Kinloc анкер (Ø 47 мм)	Проскальзывание/растяжение	300	8	10
9	Фрикционный анкер Split Set (Ø 47 мм)	Проскальзывание	300	6	9
10	Rebar анкер (Ø 20 мм), зацементированный на полную длину	Растяжение	35	3	—

\*Деформирование с проскальзыванием и “пропахиванием” ограничивается в расчетах 300 мм, хотя эти виды анкеров способны проскальзывать на большее расстояние.

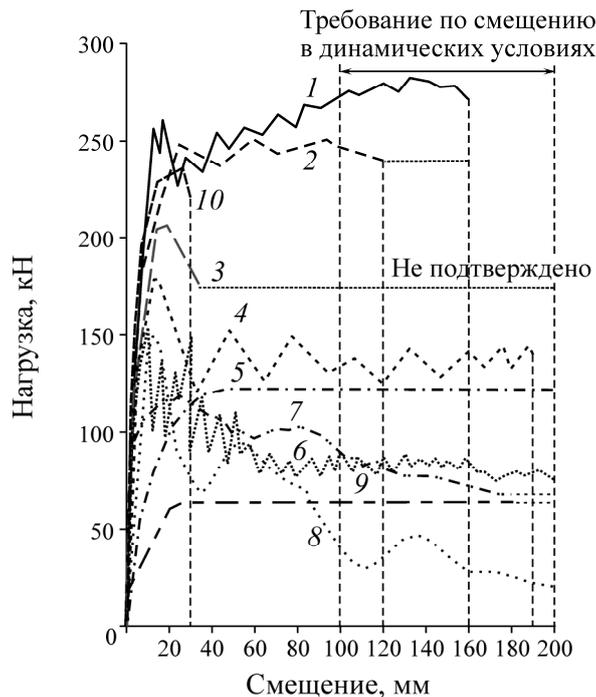


Рис. 6. Диаграмма нагружения различных видов анкеров в осях “динамическая нагрузка – смещение” по данным испытаний: 1–10 — виды анкеров (см. табл. 3)

Важно учесть, что крепь в условиях динамического нагружения должна поглощать сейсмическую энергию с достаточным коэффициентом запаса прочности, чтобы выдержать последующие афтершоки. При проектировании динамических крепей коэффициент запаса прочности рекомендуется брать не меньше 2.

Анализ данных, представленных на рис. 6 и в табл. 3, показывает, что для работы в динамических условиях наиболее подходит анкер MD, у которого при деформации 150 мм энергопоглощение 26 кДж и есть возможность деформироваться при динамических нагрузках до 300 мм и более.

Отобрав несколько вариантов систем “динамической” крепи, следует провести их испытания в натуральных условиях с соблюдением следующих основных требований: длительность испытаний не менее 1 мес; хронометражные измерения каждого цикла работы крепи; учет мнения каждого специалиста, проводившего испытания (анализ положительных и отрицательных факторов работы крепи); руководство и контроль со стороны инженеров-геотехников за процессом проведения испытаний; документирование процесса испытаний: записи, фото- и видеосъемка; расчет стоимости крепления с учетом коэффициента использования бурового проходческого агрегата; отчет по каждому циклу испытаний, включая обобщение полученных данных, отмеченные преимущества и недостатки.

По результатам испытаний возможно, что несколько систем “динамической” крепи могут соответствовать рассматриваемым условиям. Для выбора решения о предпочтительном виде системы динамической крепи выполняется количественная оценка всех систем на основе таких критериев, как способность к энергопоглощению, практичность и производительность при установке, логистика, требования к качеству установки, стоимость.

Крепи, отобранные для условий рудников № 1 и № 2, включают точно заанкерованные Rosimix анкеры, MD анкеры, слой ФТБ мощностью 50 мм, плетеную упрочняющую сетку из проволоки диаметром 6 мм и плетеную сетку высокой прочности на растяжение G80/4 (на обоих рудниках сетка накладывается поверх слоя ФТБ). На рис. 7 представлен вариант схемы испы-

тания комбинированной “динамической” крепи. Требование по энергопоглощению для анкеров  $4.9 \text{ кДж/м}^2$ , для поверхностной крепи  $3.4 \text{ кДж/м}^2$  (см. табл. 1). Для крепления кровли площадью  $20 \text{ м}^2$  ( $3.1 \times 6.1 \text{ м}$ ) требуется 10 анкеров, т. е.  $0.55 \text{ анкера/м}^2$ . Энергопоглощающая способность анкерной крепи к деформированию до 100 мм: Split Sets —  $0.55 \text{ анкера/м}^2 \times 6 \text{ кДж} = 3.3 \text{ кДж/м}^2$ , коэффициент запаса 0.7; MD анкера —  $0.55 \text{ анкера/м}^2 \times 17 \text{ кДж} = 9.3 \text{ кДж/м}^2$ , коэффициент запаса 1.9; точно закрепленные Posimix анкера —  $0.55 \text{ анкера/м}^2 \times 23 \text{ кДж} = 12.6 \text{ кДж/м}^2$ , коэффициент запаса 2.6. Энергопоглощающая способность поверхностной крепи: сетка G80/4  $6.5 \text{ кДж/м}^2$ , коэффициент запаса 1.9; ФТБ 60 мм + сетка G80/4 —  $7.3 \text{ кДж/м}^2$ ; коэффициент запаса 2.1.

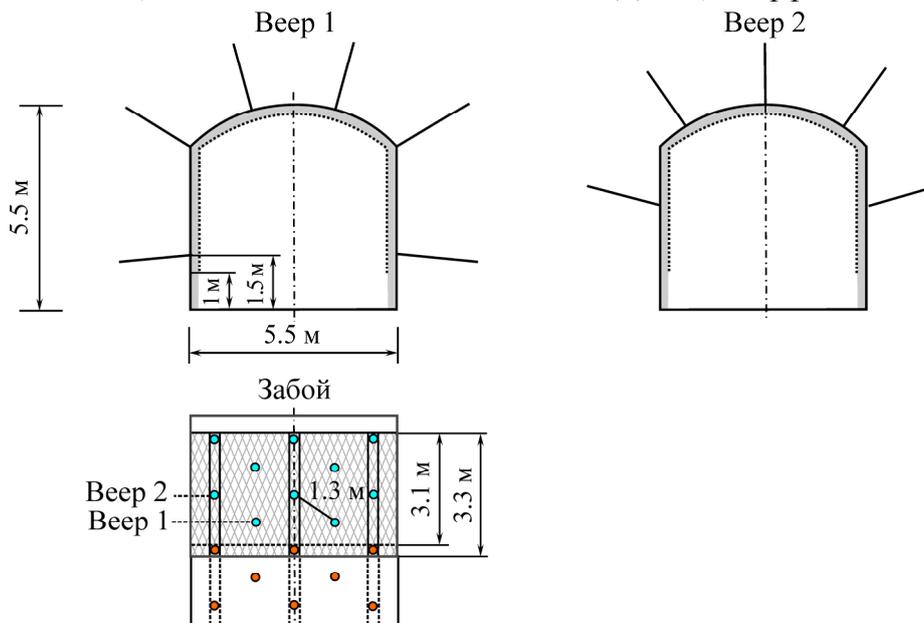


Рис. 7. Паспорт одной из систем “динамической” крепи, выбранной для опытно-промышленных испытаний на руднике № 1

## ВЫВОДЫ

Для уменьшения последствий горных ударов в виде сейсмического сотрясения и обрушения приконтурной части массива, вызывающих нарушения технологических процессов при проходке и поддержании горных выработок, рекомендуется применять методику выбора “динамической” крепи, основанную на оценке энергетической нагрузки на крепь в динамических условиях, проведенной с учетом анализа данных сейсмомониторинга и ретроспективного анализа параметров произошедших горных ударов.

В результате исследований установлено, что оптимальной анкерной крепью для удароопасных месторождений является следующее сочетание:

- податливый анкер с энергопоглощением 26 кДж и возможностью деформироваться при динамических нагрузках до 300 мм и более;

- плетеная сетка высокой прочности на растяжение с энергопоглощением на единицу площади от 2.5 до  $6.5 \text{ Дж/м}^2$ , способная выдерживать максимальные смещения до разрушения 200–300 мм.

Выбор системы “динамической” крепи выработок для шахт, склонных к горным ударам, необходимо выполнять на основе количественной оценки нескольких рассматриваемых схем крепления, состоящих из различных видов поверхностных крепей, способных поглощать энергию горного удара и эффективно распределять нагрузку между податливыми анкерами, входящими в данную систему.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Kaiser P. K., McCreath D. R., Tannant D. D.** Canadian Rock burst Support Handbook, CAMIRO, Sudbury, 1996. — 324 p.
2. **Еременко В. А., Гахова Л. Н., Семенякин Е. Н.** Формирование зон концентрации напряжений и динамических явлений при отработке рудных тел Таштагольского месторождения на больших глубинах // ФТПРПИ. — 2012. — № 2. — С. 80–87.
3. **Еременко В. А., Семенякин Е. Н.** Исследование механизма формирования динамических явлений и зон их концентрации при разработке удароопасных железорудных месторождений Западной Сибири // ГИАБ. — 2012. — № 4. — С. 67–68.
4. **Еременко В. А., Есина Е. Н., Семенякин Е. Н.** Технология оперативного мониторинга напряженно-деформированного состояния разрабатываемого массива горных пород // Горн. журн. — 2015. — № 8. — С. 42–47.
5. **Еременко В. А.** Гипсово-скважинная станция контроля напряженно-деформированного состояния структурно нарушенного и удароопасного массива горных пород Абаканского месторождения // ГИАБ. — № 3. — 2015. — С. 5–13.
6. **Лушников В. Н., Еременко В. А., Сэнди М. П., Бухер Р.** Крепление горных выработок в условиях деформируемых и удароопасных массивов горных пород // Горн. журн. — 2014. — № 4. — С. 37–43.
7. **Potvin Y., Wesseloo J., Heal D.** An interpretation of ground support capacity submitted to dynamic loading. Mining Technology, 2010, Vol. 119, No. 4. — P. 23–36.
8. **Campbell K. W.** Near-source attenuation of peak horizontal acceleration. Bull. Seismol. Soc. Am., 1981, Vol. 71, No. 6. — P. 2039–2070. — P. 412–425.
9. **Potvin Y., Wesseloo J.** Towards an understanding of dynamic demand on ground support, Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 2013, Vol. 113, No. 12. — P. 913–922.
10. **Bucher R., Cala M., Zimmermann A., Balg C., Roth A.** Large scale field tests of high-tensile steel wire mesh in combination with dynamic rock bolts subjected to rock burst loading, 7th Int. Symp. on Ground Support in Mining and Underground construction, Perth, Australia, 2013, 13–15 May. — P. 345–370.
11. **Morton E. C., Thompson A. G., Villaescusa E.** Static testing of shotcrete and membranes for mining applications, 6th Int. Symp. on Ground Support in Mining and Civil Engineering Construction, SAIMM, 2008. — P. 116–121.
12. **Morton E. C., Villaescusa E. and Thompson A. G.** Determination of energy absorption capabilities of large scale shotcrete panels, XI Int. Conf. Shotcrete for Underground Support, Davos, 2009, 7–10 June. — P. 201–215.
13. **Player J. R., Morton E. C., Thompson A. G., Villaescusa E.** Static and dynamic testing of steel wire mesh for mining applications of rock surface support, 6th Int. Symp. on Ground Support in Mining and Civil Engineering Construction, SAIMM, 2008. — P. 108–116.
14. **Balg C., Roduner A.** Geobrigg AG: ground support applications, Int. Ground Support Conf., AGH University, Lungern, Switzerland, 2013, 11–13 September. — P. 311–320.
15. **Louchnikov V. N., Eremenko V. A., Sandy M. P.** Ground support liners for underground mines: energy absorption capacities and costs, Eurasian Mining, 2014, No. 1. — P. 54–62.
16. **Louchnikov V., Sandy M. P., Watson O., Eremenko V., Orunesu M.** An overview of surface rock support for deformable ground conditions, 12th Underground Operators' Conference, Adelaide 2014, 15–18 March 2014, Australia. — 173 p.

*Поступила в редакцию 20/II 2017*