



ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ В МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОМ КОМПЛЕКСЕ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-126-136>

Методика прогноза горных ударов и выбора безопасного направления фронта очистных работ

С. С. Кобылкин   , А. С. Пугач *Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» (НИТУ МИСиС),
г. Москва, Российская Федерация* kobylkin.s@misis.ru

Аннотация

Планирование горных работ связано с выбором оптимальных решений по раскройке шахтного поля. При этом необходимо комплексно учитывать основные факторы, влияющие в том числе на безопасность ведения горных работ. Разработанная методика прогноза горных ударов в процессе ведения горных работ, учитывающая горные выработки выемочного участка и выработанное пространство, позволяет определить безопасное направление фронта очистных работ. Предлагаемая методика учитывает также все геологические нарушения, которые находятся и за пределами шахтного поля. В основе исходных данных, необходимых для осуществления прогноза горных ударов, предлагается использовать распределение удельной потенциальной энергии в нетронутом массиве. Прогноз осуществляется путем оценки параметра Надаи–Лоде (Lode–Nadai coefficient) при различных направлениях движения фронта очистных работ. Для определения безопасного направления предлагается в качестве критерия использовать коэффициент напряженности. В статье определен критерий безопасности для условий ш. Комсомольская, равный 10. Также для данной шахты было определено направление фронта очистных работ, при котором существенно снижаются риски проявления горных ударов. Наиболее безопасным для условий ш. Комсомольская является вариант направления между 138° и 128° против часовой стрелки от Северного направления для любых реализаций модуля деформации и коэффициента Пуассона.

Ключевые слова

угольная шахта, безопасность, горный удар, прогноз, выемочный участок, алгоритм

Для цитирования

Kobylkin S.S., Pugach A.S. Rock burst forecasting technique and selecting a safe coal face advance direction. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):126–136. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-126-136>

SAFETY IN MINING AND PROCESSING INDUSTRY AND ENVIRONMENTAL PROTECTION

Research article

Rock burst forecasting technique and selecting a safe coal face advance direction

S. S. Kobylkin   , A. S. Pugach *National University of Science and Technology “MISIS” (NUST MISiS), Moscow, Russian Federation* kobylkin.s@misis.ru

Abstract

Mine planning involves selecting an optimal mine layout. At the same time key factors, including those influencing mining safety, should be comprehensively taken into account. A developed rock burst forecasting technique taking into account mine workings of an extraction area and a mine goaf enables determining the safe direction of a coal face. The proposed technique also takes into account all faulting/joint systems, occurring beyond a mine field. The distribution of specific potential energy in an intact rock mass is proposed to be used as the basis of the input data required for rock burst forecasting. The forecast is carried out via estimating the Lode–Nadai coefficient at different directions of coal face advancing. The stress (intensity) coefficient is proposed to be used as a criterion in order to determine a safe direction. We determined the safety criterion is equal to 10 in the Komsomolskaya Mine conditions. Besides, the safest direction of a coal face advance to mitigate the risks of rock burst was determined for this mine. The direction between 138° and 128° counter-clockwise from the north direction was identified to be the safest for the Komsomolskaya Mine conditions for any values of deformation modulus and Poisson’s ratio.

Keywords

coal mine, safety, rock burst, forecast, extraction area, algorithm

For citation

Kobylkin S.S., Pugach A.S. Rock burst forecasting technique and selecting a safe coal face advance direction. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):126–136. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-126-136>

Введение

Обеспечение безопасности горных работ является комплексной, системной задачей, решение которой осуществляется задолго до появления горных выработок. При этом на разных стадиях существования предприятия учитываются разные факторы. Геомеханическая безопасность связана с большим числом влияющих параметров: физическими свойствами горного массива, глубиной ведения горных работ, наличием геологических нарушений и их влиянием на напряжённое состояние угольного пласта [1, 2], структурными особенностями массива [3, 4, 5], влиянием тектонических сил [6] и т. д. Существуют комплексные подходы к прогнозированию опасных зон на основании геологической нарушенности массива¹. Область ведения горных работ (горный отвод или шахтное поле) выбирают в местах с наименьшим количеством крупных геологических нарушений. При добыче угля контроль влияния этих геологических нарушений, расположенных вне границ шахтного поля, не производится. Для повышения уровня безопасности предлагается разработанная методика прогноза горных ударов с учетом всех рядом находящихся геологических нарушений. Она применима в условиях ведения горных работ, когда было зафиксировано хотя бы одно геодинамическое явление. Данная методика позволяет определить безопасное направление движения фронта очистных работ.

Исходные данные для прогноза горных ударов

Одним из наиболее привлекательных методов для прогнозирования горных ударов является оценка событий на основании концепции о сейсмичности событий [7]. Согласно документам [8, 9], регламентирующим работу сейсмических станций, выделяют 4 энергетических уровня. II уровень энергии соответствует разрушению в приконтурном массиве горных выработок и определяется от 3500 Дж. III уровень энергии соответствует влиянию очистных работ при выемке угля и определяется от 6000 Дж. Такое введение энергетических уровней обусловлено представлениями выбора критерия безопасности и рекомендациями работ сейсмических служб. В задаче рассматриваем II и III энергетические уровни, а остальные исключаем, поскольку при уровне энергии от 3500 Дж начинают вести учёт опасности по проявлению горных ударов. II и III уровни служат пороговыми значениями минимальных нарушений, поскольку при добыче угля влияние очистных работ будет сказываться в любом случае. Таким образом, мы определяем пограничную зону между разрушением в приконтурном массиве горных выработок и влиянием очистных работ. Применение IV энергетического уровня будет завышать значение критерия

безопасности. При этом можно отметить общую тенденцию в распределении энергий, рассчитанных для нетронутого состояния угольного пласта в соответствии с разработанной авторами данной статьи математической моделью и определяемых работой сейсмостанции. В основу математической модели заложены представления о природе тектонических сил [6], модели поведения геоматериалов [10, 11, 12], результаты лабораторных испытаний образцов [13] и их физические свойства [14]. В исследованиях отмечается, что от правильного выбора модели зависит точность описания поведения массива [15]. Эти подходы были обобщены нами в единый метод прогноза. Значения сейсмической энергии, полученные для ш. Комсомольская (рис. 1, а), были сопоставлены с рассчитанными значениями удельной потенциальной энергии в нетронутом угольном пласте (рис. 1, б).

Полученное распределение удельной потенциальной энергии в нетронутом массиве лежит в основе исходных данных, необходимых для осуществления прогноза горных ударов. Также в исходных данных должен быть представлен план горных работ.

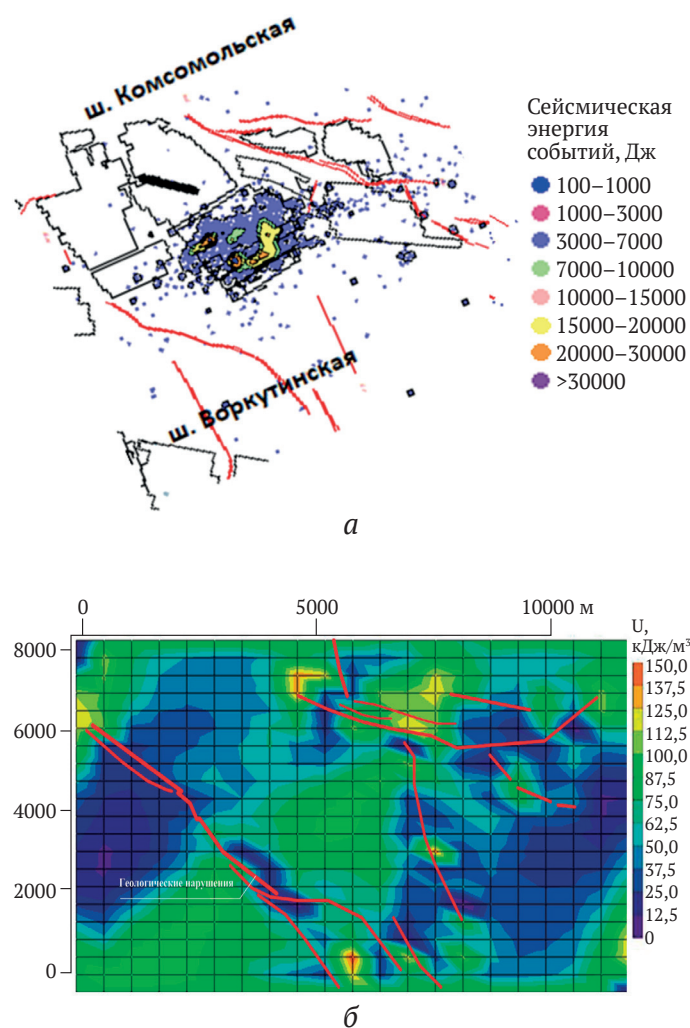


Рис. 1. Данные сейсмонаблюдений (а), карта значений удельной потенциальной энергии в нетронутом массиве (б)

¹ Прогнозирование зон возможной тектонической нарушенности. 2017. URL: <https://www.micromine.ru/possible-zones-of-tectonic-disturbance-prediction/> (Дата обращения: 31.12.2021)

Методика определения безопасного направления движения фронта очистных работ

При решении задачи прогноза проявления горных ударов при различных значениях модуля деформации E_{ur} и коэффициента Пуассона ν для нетронутого массива в зоне геологической нарушенности производится оценка напряжённо-деформированного состояния угольного пласта. Физические свойства, закладываемые в модель, определяются в соответствии с технической документацией шахты и [16]. По карте значений напряжений выбираются наиболее характерные варианты задач. При этом на первом этапе решаются различные задачи с различным набором значений модуля деформации и коэффициента Пуассона, определяется удельная потенциальная энергия. И далее выбираются решения, имеющие наибольшие качественные отличия. Для рассматриваемого примера (ш. Комсомольская) характерным решениям соответствуют следующие варианты: 1) $E_{ur} = 1489$ МПа, $\nu = 0,211$; 2) $E_{ur} = 1335$ МПа, $\nu = 0,181$; 3) $E_{ur} = 1037$ МПа, $\nu = 0,203$; 4) $E_{ur} = 1305$ МПа, $\nu = 0,232$; 5) $E_{ur} = 1296$ МПа, $\nu = 0,162$; 6) $E_{ur} = 1395$ МПа, $\nu = 0,224$; 7) $E_{ur} = 1524$ МПа, $\nu = 0,179$; 8) $E_{ur} = 1036$ МПа, $\nu = 0,160$; 9) $E_{ur} = 1331$ МПа, $\nu = 0,171$; 10) $E_{ur} = 1433$ МПа, $\nu = 0,174$.

После чего в расчётную модель добавляется рассматриваемый выемочный участок, представляющий совокупность горных выработок (очистной забой и примыкающие штреки, а также выработанное пространство). Для каждого набора рассматриваемых параметров производится оценка параметра Надаи–Лоде в сравнении с его изменением по отношению к нетронутому состоянию угольного пласта (см. рис. 1, б). На рис. 2 представлена карта значений параметра Надаи–Лоде в зависимости от расположения выемочного участка в пространстве для 1-го направления фронта очистных работ (218° от северного направления). Относительно плоскости модели было выбрано изменение направления (начальное положение – 218° по часовой стрелке от северного направ-

ления) с шагом в 10° . На ш. Комсомольская направление фронта очистных работ выбирают в зависимости от границ шахтного поля (в перпендикулярном направлении от границ). Границы, как правило, соответствуют геометрии нарушений. Фронт очистных работ в этом случае приходится на 5–6-е направления в соответствии с выбранными нами обозначениями (168 – 158° от северного направления по часовой стрелке).

На рис. 4 показано распределение максимальных и минимальных главных напряжений вдоль направления фронта очистных работ (рис. 5) вглубь массива при различных комбинациях физических свойств.

Интерпретируя графики на рис. 4 через представление удельной потенциальной энергии, определяем градиент между максимальным главным напряжением и напряжением на границе моделируемого очистного забоя. Горное давление пород песчаника представляется в виде силы тяжести, приходящейся на единицу площади (эквивалент напряжения). Исходя из этого рассчитывается удельная энергия

$$\mathcal{E}_{\text{вес_песч}} = \frac{(\rho_{\text{песч}} g H)^2}{2E_{\text{песч}}}, \quad (1)$$

где $\rho_{\text{песч}}$ – плотность песчаника, кг/м^3 ; g – ускорение свободного падения, м/с^2 ; H – глубина ведения работ, м ; $E_{\text{песч}}$ – модуль деформации песчаника, МПа.

Отношение удельной энергии активации W_a , к удельной потенциальной энергии веса вышележащих горных пород \mathcal{E} представляет величину, по которой можно судить о степени опасности при выборе направления движения фронта очистных работ. Энергия активации определяется по градиенту от максимума или минимума напряжений (2 варианта поведения графиков на рис. 4). Полученное значение сравнивается с критическим значением, соответствующим безопасной удельной потенциальной энергии. Это отношение можно назвать коэффициентом напряжённости K .

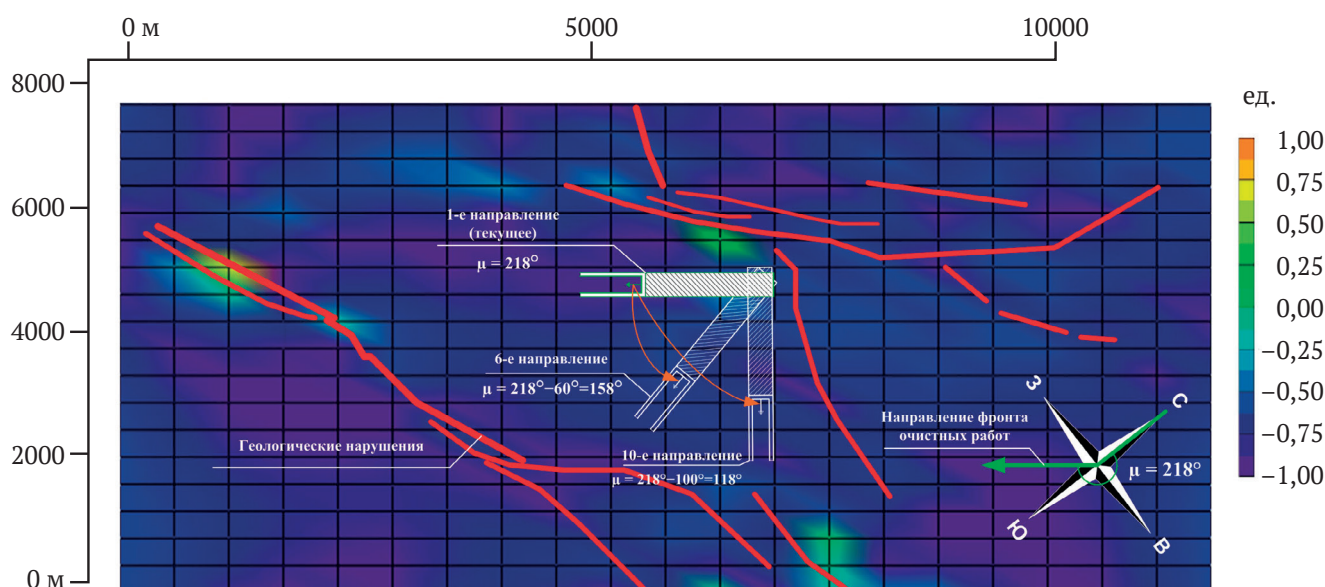


Рис. 2. Карта значений параметра Надаи–Лоде при 1-м направлении фронта очистных работ

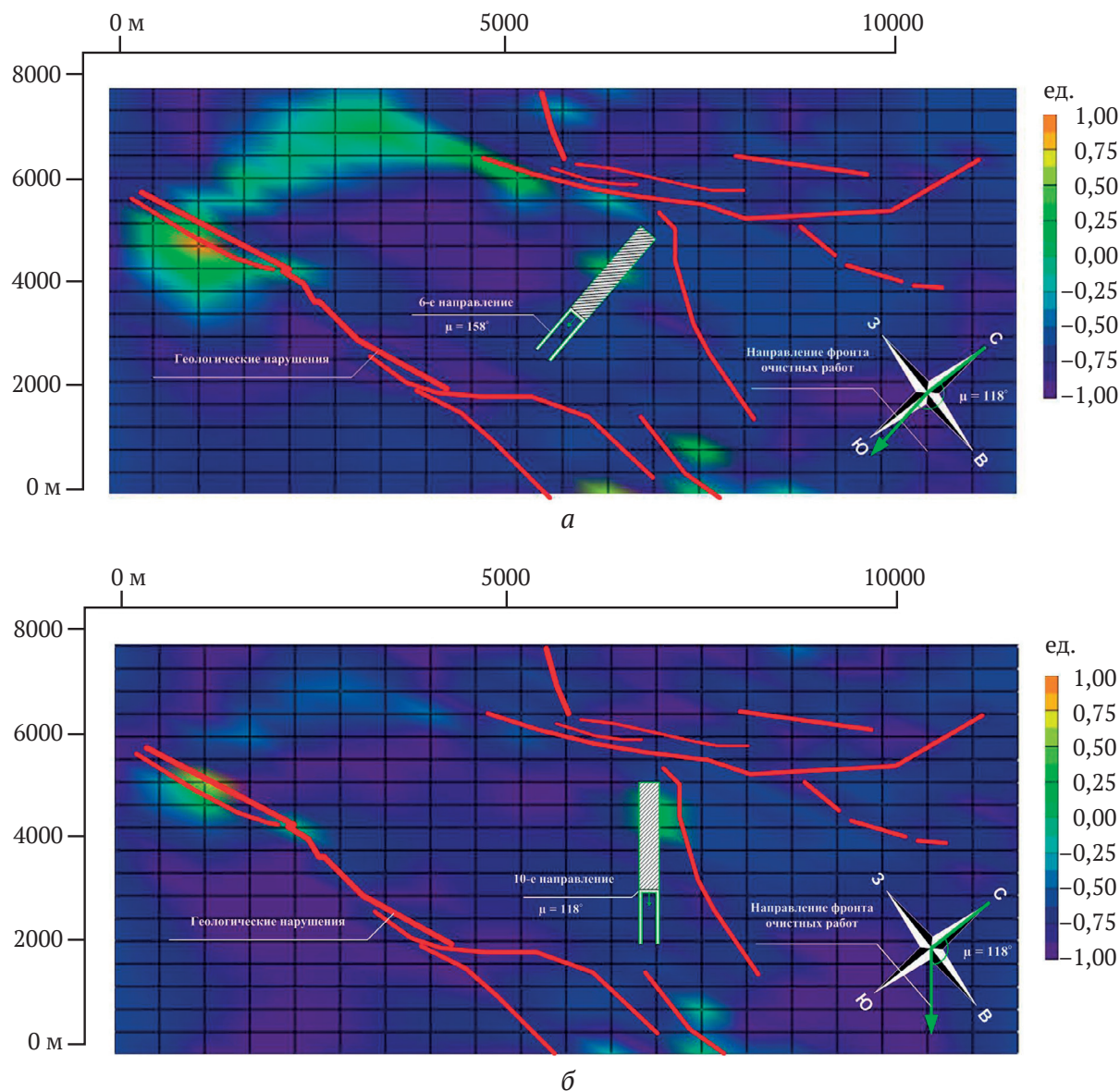


Рис. 3. Карта значений параметра Надаи–Лоде при различных положениях выработки: а – 6-е направление (158°) [текущее]; б – 10-е направление (118°)

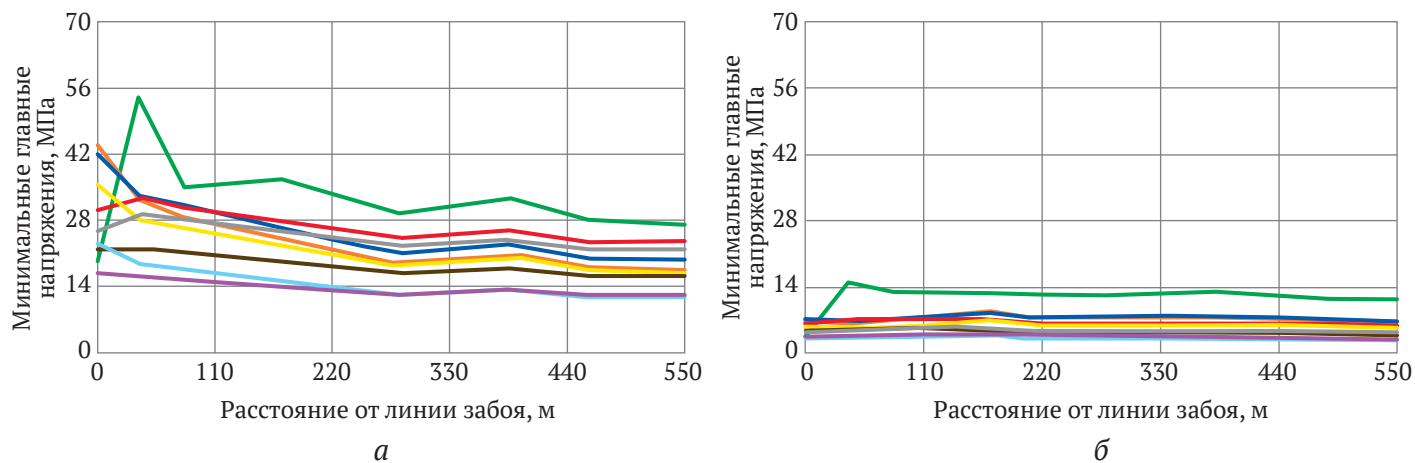


Рис. 4. Распределение главных напряжений вдоль направления моделируемого очистного пространства выработки вглубь массива для первого направления: а – для максимальных главных напряжений σ_1 ; б – для минимальных главных напряжений σ_3

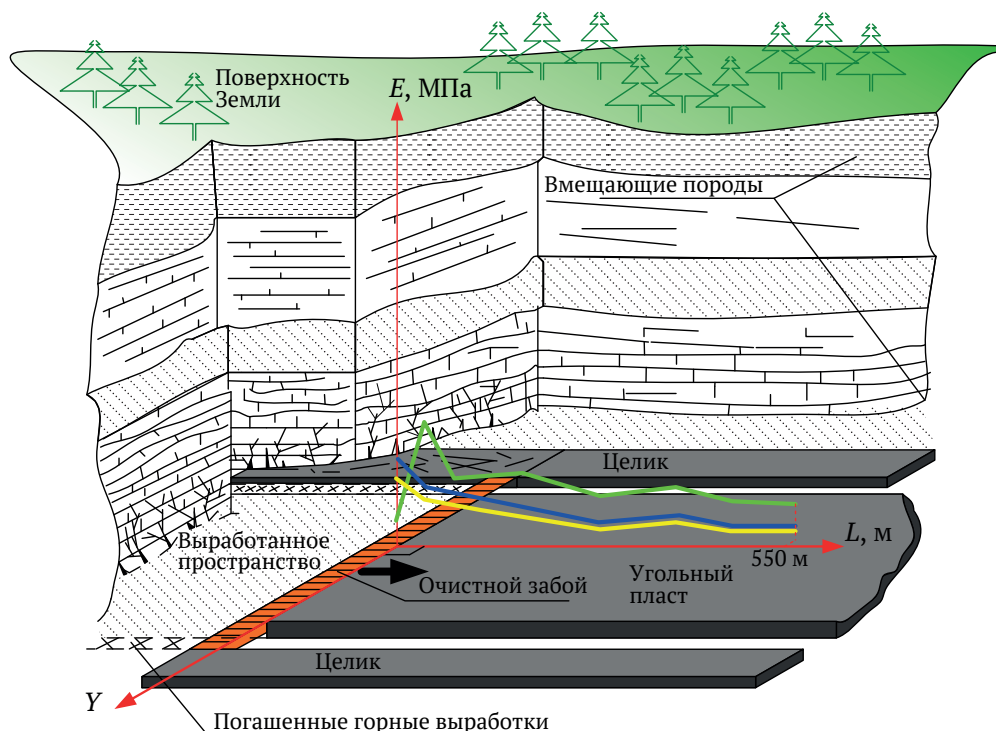


Рис. 5. Схема к определению распределения максимальных и минимальных главных напряжений вдоль направления фронта очистных работ

В зависимости от наблюдаемых на забое выработки максимальных главных напряжений: локальных максимумов или локальных минимумов – представим два варианта расчётов.

Ниже представлены формулы для локального максимума напряжений на границе моделируемого очистного пространства выработки. Этому случаю соответствуют решения моделей с $E_{ur} = 1036$ МПа, $\nu = 0,160$ (рис. 6).

Коэффициент напряжённости при наблюдаемых на границе моделируемого очистного пространства выработки локальных максимумах напряжений

$$K_1 = \frac{W_{a_1}}{\mathfrak{E}_{\text{вес_песч}}}. \quad (2)$$



Рис. 6. Распределение главных напряжений вдоль направления моделируемого очистного пространства выработки вглубь массива на примере 1-го направления для $E_{ur} = 1036$ МПа, $\nu = 0,160$

Удельная потенциальная энергия активации при наблюдаемых на границе моделируемого очистного пространства выработки локальных максимумах напряжений

$$W_{a_1} = 0,5 \left(\frac{[\sigma_1^{\max \text{ заб}} - \sigma_3^{\max \text{ заб}}]^2}{E_i} - \frac{[\sigma_1^{\min} - \sigma_3^{\min}]^2}{E_i} \right); \quad (3)$$

градиент напряжений при наблюдаемых на границе моделируемого очистного пространства выработки локальных максимумах напряжений

$$\text{grad}_1 = \frac{\sigma_1^{\min} - \sigma_1^{\max \text{ заб}}}{r^{\min}}, \quad (4)$$

здесь $\sigma^{\max \text{ заб}}$ – локальные максимумы напряжений на границе моделируемого очистного пространства выработки, МПа; σ^{\min} – локальные минимумы напряжений вглубь массива, МПа; E_i – рассчитанный модуль деформации в соответствующей максимумам/минимумам напряжений i -й точке массива, МПа; r^{\min} – расстояние от границы моделируемого очистного пространства выработки до локального минимума напряжений, м.

В табл. 1 представлены значения, по которым было построено распределение.

Значение $r = 0$ является границей моделируемого очистного пространства – плоскость забоя. Для графика представленного вида определяем $\sigma_1^{\max \text{ заб}} = 43,86$ МПа, $\sigma_1^{\min} = 18,41$ МПа, $r^{\min} = 280$ м и производим расчёт в соответствии с формулами (2)–(4).

Далее рассматривается второй случай, когда на границе моделируемого очистного забоя создаются локальные минимумы. Этому случаю соответствуют решения моделей с $E_{ur} = 1037$ МПа, $\nu = 0,203$ (рис. 7).

Таблица 1

Данные для построения графика зависимости изменения максимальных главных напряжений от расстояния от плоскости забоя вглубь массива (для $E_{ur} = 1036$ МПа, $\nu = 0,160$)

Параметры	Значения									
Максимальные главные напряжения σ_1 , МПа	43,86	32,38	28,51	23,53	21,78	18,41	20,26	17,62	16,96	16,67
Расстояние от границы моделируемого очистного пространства выработки вглубь массива r , м	0	38	79	172	212	280	387	459	564	649

Таблица 2

Данные для построения графика зависимости изменения максимальных главных напряжений от расстояния от плоскости забоя вглубь массива (для $E_{ur} = 1037$ МПа, $\nu = 0,203$)

Параметры	Значения									
Максимальные главные напряжения σ_1 , МПа	20,97	54,54	35,14	36,92	34,1	29,67	32,85	28,39	26,94	25,98
Расстояние от границы моделируемого очистного пространства выработки вглубь массива r , м	0	38	79	172	212	280	387	459	564	649

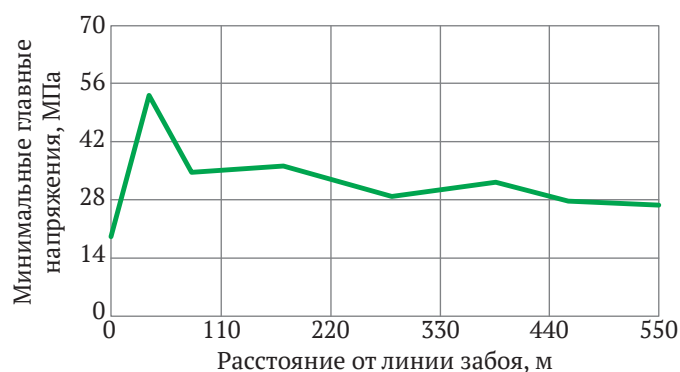


Рис. 7. Распределение главных напряжений вдоль направления моделируемого очистного пространства выработки вглубь массива на примере 1-го направления для $E_{ur} = 1037$ МПа, $\nu = 0,203$

Коэффициент напряжённости при наблюдаемых на границе моделируемого очистного пространства выработки локальных минимумах напряжений равен

$$K_2 = \frac{W_{a_2}}{\mathfrak{E}_{\text{вес.песч}}}. \quad (5)$$

Удельная потенциальная энергия активации при наблюдаемых на границе моделируемого очистного пространства выработки локальных минимумах напряжений равна

$$W_{a_2} = 0,5 \left(\frac{[\sigma_1^{\max} - \sigma_3^{\max}]^2}{E_i} - \frac{[\sigma_1^{\min \text{ заб}} - \sigma_3^{\min \text{ заб}}]^2}{E_i} \right); \quad (6)$$

градиент напряжений при наблюдаемых на границе моделируемого очистного пространства выработки локальных минимумах напряжений равен

$$\text{grad}_2 = \frac{\sigma_1^{\max} - \sigma_1^{\min \text{ заб}}}{r^{\max}}, \quad (7)$$

здесь $\sigma_1^{\min \text{ заб}}$ – локальные минимумы напряжений на границе моделируемого очистного пространства выработки, МПа; σ_1^{\max} – локальные максимумы напряжений вглубь массива, МПа; E_i – рассчитанный модуль деформации в соответствующей максимумам/минимумам напряжений i -й точке массива, МПа; r^{\max} –

расстояние от границы моделируемого очистного пространства выработки до локального максимума напряжений, м.

В табл. 2 представлены значения, по которым было построено распределение для этого варианта.

Тогда $\sigma_1^{\min \text{ заб}} = 20,97$ МПа, $\sigma_1^{\max} = 54,54$ МПа, $r^{\max} = 38$ м подставляем в формулы (5)–(7) и производим расчёт.

Относя графики на рис. 4 к первому или второму варианту, производим соответствующие расчёты и получаем 10 значений энергий активации для максимальных главных напряжений и 10 значений градиентов напряжений.

Аналогичным образом определяются минимальные главные напряжения для графиков каждого рассматриваемого направления фронта очистных работ (угол μ на рис. 2). Внутри одного направления будет 10 значений энергий активации для максимальных главных напряжений и 10 значений градиентов напряжений. Для каждого из вариантов рассчитываются коэффициенты напряжённости K_1 и K_2 . Далее K_1 и K_2 представляем как одну характеристику K . Описанный порядок расчётов производим для каждого из направлений на рис. 2. Результаты сводим в единую матрицу. Эта матрица значений применяется для построения изограммы (рис. 8).

Изограмма является поверхностью коэффициентов напряжённости. В качестве строк этой матрицы выступают значения градиентов, определяемых по формулам (5) и (7) в зависимости от типа распределения; в качестве столбцов – направления моделируемого фронта движения очистного забоя. Матрица формируется из векторов коэффициентов напряжённости для каждого направления, рассчитанных по аналогии с показанным выше примером.

Для оценки безопасности выбранного направления движения фронта очистных работ предлагается использовать критерий безопасности (безразмерный критерий безопасности $[K]$). Критерий $[K]$ определяется на основе сопоставления данных с сейсмостанции и рассчитанной удельной потенциальной энергии активации, отнесённой к удельной потенциальной энергии силы тяжести вышележащих горных пород $\mathfrak{E}_{\text{вес.песч}}$ (2) и (3), т.е. $[K]$ сравнивается с K_{a1} и K_{a2} .

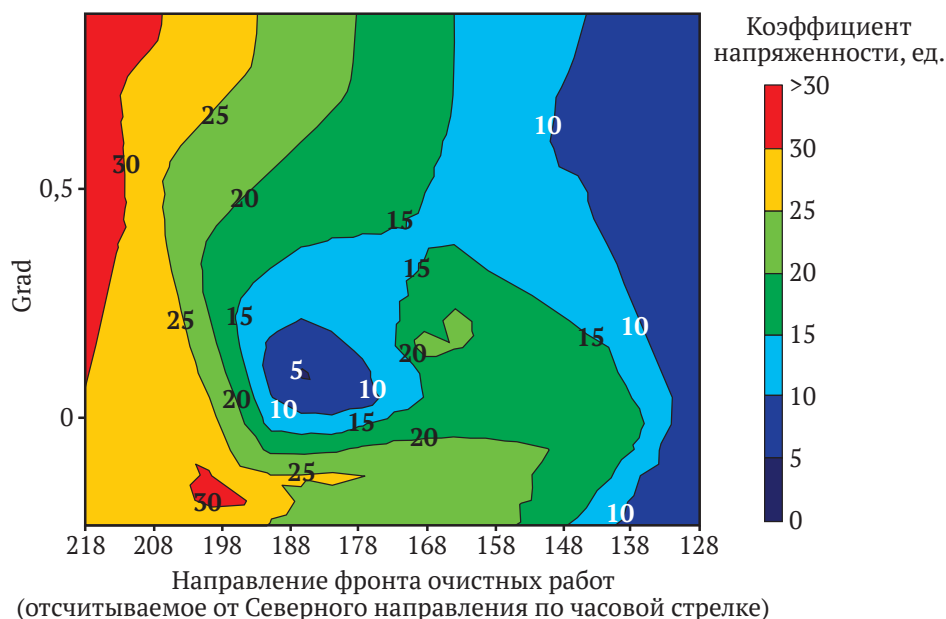


Рис. 8. Изограмма коэффициента напряжённости в зависимости от «градиента» напряжений и направления выработки

Ориентируясь на рис. 1 и исходные данные по энергетическим уровням, отметим, что границам II энергетического уровня (см. рис. 1, а) соответствует удельная потенциальная энергия в нетронутым угольном пласте со значением 60 кДж/м^3 (см. рис. 1, б), границам III уровня (см. рис. 1, а) – $112,5 \text{ кДж/м}^3$ (см. рис. 1, б).

Подставим в формулу (1) эти значения в числитель в качестве энергии активации. Удельную потенциальную энергию силы тяжести оставляем без изменений. Ниже квадратными скобками обозначаем, что величина является критерием.

$$\mathcal{E}_{\text{вес.песч}} = 18 \text{ кДж/м}^3.$$

$$\text{При } W_a = 60 \text{ кДж/м}^3 \quad [K]_{\text{нетр}}^{\text{II}} = 3,333.$$

$$\text{При } W_a = 112,5 \text{ кДж/м}^3 \quad [K]_{\text{нетр}}^{\text{III}} = 6,25.$$

$[K]_{\text{нетр}}$ – безопасное значение для нетронутым состояния угольного пласта, верхний индекс обозначает привязку к соответствующему энергетическому уровню.

Действующие в массиве напряжения превышают рассчитываемую прочность ненарушенного горного массива в связи с наличием осложняющих факторов. Для перехода к критерию в условиях проведения выработок воспользуемся тем, что на практике относительно безопасные выработки для угольных шахт на глубоких горизонтах можно отнести к III категории устойчивости согласно работам [17, 18]. III категория устойчивости характеризуется стабилизацией роста деформаций через 1–2 недели. Коэффициент, учитывающий превышение действующих напряжений рассчитываемой прочности, составляет 1,61–3,0. С учётом этого коэффициента $[K]_{\text{нетр}}^{\text{II}}$ изменяется в диапазоне 5,37...10, $[K]_{\text{нетр}}^{\text{III}}$ – в диапазоне 10,06...18,75. Данный принцип основан на аналогии с рекомендациями ввода коэффициента изменчивости прочности угля в нормативной документации

и Инструкциях по правилам безопасности². Правомочность такого перехода от нетронутым массива к неустойчивым горным породам находит подтверждение в проводимых исследователями лабораторных испытаниях [19].

Переходя от нетронутым массива к породам III категории устойчивости определяют границу между разрушением в приконтурном массиве горных выработок (II энергетический уровень) и влиянием очистных выработок при выемке угля (III энергетический уровень). На стадии ведения добычных работ принимается критерий безопасности $[K] = 10$.

В соответствии с рис. 6 наиболее безопасным для условий ш. Комсомольская является вариант направления между 138 и 128° против часовой стрелки от северного направления для любых реализаций модуля деформации и коэффициента Пуассона. Направление в районе 188° также характеризуется меньшим коэффициентом напряжённости, но не во всех реализациях модуля деформации и коэффициента Пуассона. Этим принципом и следует руководствоваться при обосновании параметров безопасной отработки угольных пластов на глубоких горизонтах. Незначительные отклонения угла приводят к перераспределению напряжений по плоскости забоя и это может привести к аварии или инциденту.

² Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений». Приказ Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 10 декабря 2020 года № 515. Доступ из Электронного фонда правовых и нормативных документов. URL: <https://docs.cntd.ru/document/573264171>



Алгоритм осуществления прогноза горных ударов с учетом ведения очистных работ

На основании вышеизложенного делаем вывод, что на стадии проектирования шахты важным условием является выбор безопасного направления движения очистных работ. В угольных пластах, подверженных действию геологических нарушений, ещё до ведения горных работ создаются неблагоприятные условия, причиной которых является накопление по-

тенциальной энергии в массиве горных пород. Избытки этой энергии проявляются в виде горных ударов [20, 14]. На угольных шахтах энергетические проявления в массиве фиксируют с помощью датчиков, информация с которых поступает на сейсмостанции. Эти проявления фиксируют как события. Описанный выше пример прогноза горных ударов и выбор безопасного направления фронта очистных работ можно записать в виде алгоритма (рис. 9).

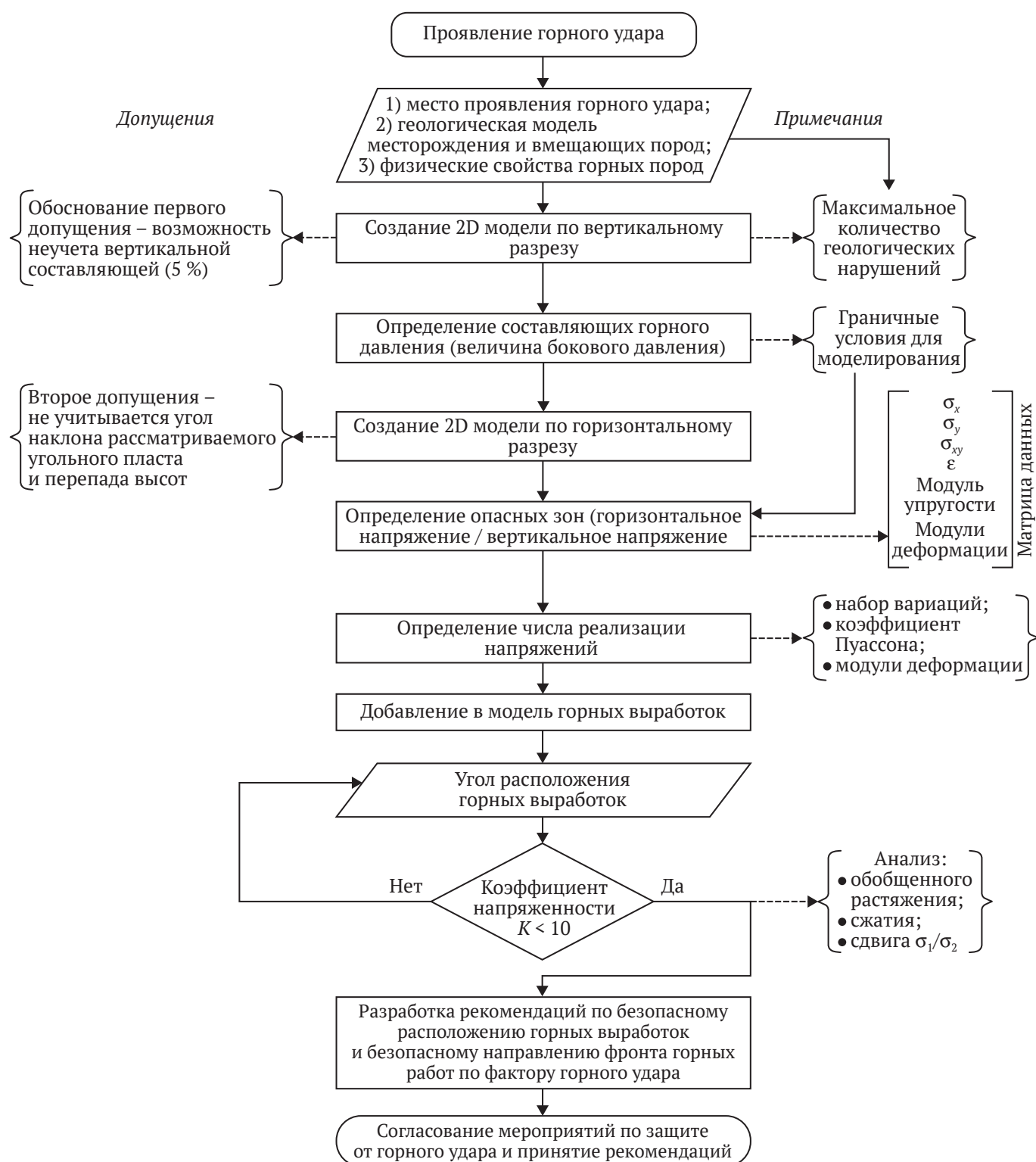


Рис. 9. Алгоритм регионального текущего прогноза горных ударов



Порядок применения алгоритма:

1. На первом этапе происходит сбор данных (места проявления горного удара, геологические документы и физические свойства горных пород).

2. Далее строится 2D модель по вертикальному разрезу с учётом пересечения максимального количества тектонических нарушений. Подтверждается возможность применения первого допущения, которая проявляется в возможности неучёта вертикальной составляющей горного давления.

3. Также по вертикальному сечению определяют составляющие горного давления (горизонтальные напряжения с коэффициентом бокового распора). Получаем граничные условия для дальнейшей работы.

4. Далее строится 2D модель по горизонтальному разрезу. Затем определяются направления тектонических сил на основе формирования опасных зон. Эти зоны определяются по отношению горизонтальных напряжений к вертикальным. Построение 2D модели по горизонтальному сечению выполняется с допущением, что не рассматриваются угол наклона разрабатываемого пласта, перепады высот, локальные нарушения (перемещение пласта, бифуркация, пликативные нарушения). Эти особенности пласта учитываются при более детальном локальном прогнозировании.

5. Далее определяется плотность вероятности числа реализаций напряжений в зависимости от набора вариаций физических свойств в системе задаваемых значений «Модуль деформации – коэффициент Пуассона» (200 наборов).

6. Расчётным путем определяется характер поведения нетронутого угольного пласта. Для этого применяется параметр Надаи–Лоде. Он учитывает обобщённое растяжение, сжатие и сдвиг. Последующий выбор направления фронта движения очистных работ основывается на расчётных значениях обобщённого сжатия. Условиям обобщённого сжатия соответствует значительная часть участков ведения горных работ [20].

7. После анализа напряжений в нетронутом массиве осуществляется анализ напряжений с учётом горных выработок при различном повороте их оси с шагом в 10° . Параметр Надаи–Лоде просчитывается и в этом случае с целью выявления закономерности перераспределения напряжений.

8. После определяется критерий безопасности. Критерий безопасности выбирается на основе сравнения данных сейсмостанции и результатов распределения удельной потенциальной энергии активации. Значение коэффициента безопасности принимается с поправкой на нарушение угольного пласта в результате образования зон ослабления (проведение горных

выработок) и сравнивается с получаемым коэффициентом напряжённости. Коэффициент напряжённости – величина, зависящая от градиента напряжённости вдоль нормали к линии забоя выработки.

9. При коэффициенте напряжённости менее 10 работы более безопасны с точки зрения возможного проявления горного удара. Если критерий более 10, то рекомендуется разработать дополнительные мероприятия по обеспечению контроля и безопасности горных работ.

Представленный алгоритм – универсальный для всех горных предприятий. Его применение возможно на любой шахте или в любой проектной организации. Для его реализации могут быть дополнительно использованы специальные программные средства. При использовании данного алгоритма для условий ш. Комсомольская применялись Plaxis и MathCad.

Заключение

Разработанная методика прогноза горных ударов позволяет учесть геологические нарушения, находящиеся вне шахтного поля, наличие горных выработок с учетом их взаимовлияния, а также выработанное пространство.

Для оценки опасности проявления горных ударов введен критерий – коэффициент напряжённости. Он определяется на основе сопоставления данных с сейсмостанции и отношения рассчитанной удельной потенциальной энергии активации. Удельная потенциальная энергия активации отнесена к удельной потенциальной энергии силы тяжести вышележащих горных пород. Прогноз осуществляется путем оценки параметра Надаи–Лоде при различных направлениях движения фронта очистных работ.

Для реализации методики разработан и апробирован для условий ш. Комсомольская алгоритм регионального текущего прогноза горных ударов на угольных шахтах.

Разработанные решения позволяют повысить безопасность ведения горных работ.

По данному алгоритму, базирующемуся на разработанном способе прогноза горных ударов для условий ш. Комсомольская, был определен критерий безопасности, равный 10. Также для данной шахты было определено направление фронта очистных работ, при котором существенно снижаются риски проявления горных ударов. Наиболее безопасным для условий ш. Комсомольская является вариант направления между 138 и 128° против часовой стрелки от северного направления для любых реализаций модуля деформации и коэффициента Пуассона.

Список литературы

1. Malinnikova O., Uchaev D., Uchaev D., Malinnikov V. The study of coal tectonic disturbance using multifractal analysis of coal specimen images obtained by means of scanning electron microscopy. In: *E3S Web of Conferences. 1st International Scientific Conference "Problems in Geomechanics of Highly Compressed Rock and Rock Massifs"* (GHCRRM 2019). 2019;129:01017. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/201912901017>
2. Zakharov V.N., Malinnikova O.N. Modeling geomechanical and geodynamic behavior of miningaltered rock mass with justifying mechanisms of initiation and growth of failure zones. In: *International European Rock Mechanics Symposium, EUROCK 2018. Geomechanics and Geodynamics of Rock Masses*. 2018;1:167–180.



3. Tianwei L., Hongwei Z., Sheng L., Jun H., Weihua S., Batugin A. S., Guoshui T. Numerical study on 4-1 coal seam of xiaoming mine in ascending mining. *Scientific World Journal*. 2015. <https://doi.org/10.1155/2015/516095>
4. Lan T., Sun J., Batugin A. S., Jia W., Zhang Z. Dynamic characteristics of fault structure and its controlling impact on rock burst in mines. *Shock and Vibration*. 2021;2021:7954876. <https://doi.org/10.1155/2021/7954876>
5. Lan T., Zhang H., Li S., Batugina I., Batugin A. Application and development of the method of geodynamic zoning according to geodynamic hazard forecasting at coal mines in China. In: *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. World Multidisciplinary Earth Sciences Symposium (WMES 2018)*. 3–7 September 2018, Prague, Czech Republic. 2019;221(1):012088. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/221/1/012088>
6. Марков Г.А. Тектонические напряжения и горное давление в рудниках Хибинского массива. Л.: Наука; 1977. 213 с.
7. Ловчиков А.В. Новая концепция механизма горно-тектонических ударов и других динамических явлений для условий рудных месторождений. *Горные науки и технологии*. 2020;5(1):30–38. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-1-30-38>
8. Яковлев Д.В., Цирель С.В., Мулев С.Н. Закономерности развития и методика оперативной оценки техногенной сейсмической активности на горных предприятиях и в горнодобывающих регионах. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2016;(2):34–47. URL: <https://www.sibran.ru/upload/iblock/ca1/ca15451a9d2410129c5af3babe2bafef.pdf>
9. Яковлев Д.В., Исаев Ю.С., Мулев С.Н. и др. Аппаратно-программный комплекс «Geo Info Trans Sistem (GITS) в системах геодинамического и экологического мониторинга. В: *Международная конференция «Горная геофизика»*. 22–25 июня 1998. СПб.: ВНИМИ; 1998.
10. Kovtanyuk L.V., Panchenko G.L. On compression of a heavy compressible layer of an elastoplastic or elastoviscoplastic. *Medium Mechanics of Solids*. 2017;52(6):653–662. <https://doi.org/10.3103/S002565441706005X>
11. Kondner R.L., Zelasko J.S. A hyperbolic stress strain formulation for sands. In: *Proceedings of the 2nd Pan American Conference on Soil Mechanics and Foundation Engineering*. Sao Paulo, Brazil. 1963;1:289–324.
12. Duncan J.M., Chang C.-Y. Nonlinear analysis of stress and strain in soil. *Journal of the Soil Mechanics and Foundation Division*. 1970;96(5):1629–1653.
13. Janbu J. Soil Compressibility as determined by oedometer and triaxial tests. In: *Proceedings of European Conference on Soil Mechanics and Foundation Engineering (ECSMFE)*. Wiesbaden, Germany. 1963;1:9–25.
14. Von Soos P. Properties of soil and rock. In: *Grundbau-Taschenbuch*. Part 4. Ed. 4. Berlin: Ernst & Sohn; 1990. (In German)
15. Устинов Д.В. Влияние выбора модели вмещающего массива на результаты моделирования рыхлости перегонных тоннелей метрополитена. *Геотехника*. 2018;10(5–6):34–50.
16. *Справочник (кадастр) физических свойств горных пород*. Под ред. Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, М.М. Протодяконова. М.: Недра; 1975. 279 с.
17. Трушко О.В. Оценка геодинамической устойчивости горных выработок глубоких рудников. *Наука, техника и образование*. 2015;(2):58–62.
18. Трушко О.В., Петров Д.Н., Стрелецкий А.В. Обеспечение устойчивости горных выработок. *Известия высших учебных заведений. Горный журнал*. 2012;(2):51–55.
19. Басов В.В. Исследование геомеханического состояния неустойчивых пород в окрестности сопряжений горных выработок. *Горные науки и технологии*. 2019;4(1):23–30. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2019-1-23-30>
20. Курленя М.В., Серяков В.М., Ерёменко А.А. *Техногенные геомеханические поля напряжений*. Новосибирск: Наука; 2005. 264 с.

References

1. Malinnikova O., Uchaev D., Uchaev D., Malinnikov V. The study of coal tectonic disturbance using multifractal analysis of coal specimen images obtained by means of scanning electron microscopy. In: *E3S Web of Conferences. 1st International Scientific Conference “Problems in Geomechanics of Highly Compressed Rock and Rock Massifs” (GHCRMM 2019)*. 2019;129:01017. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/201912901017>
3. Tianwei L., Hongwei Z., Sheng L., Jun H., Weihua S., Batugin A. S., Guoshui T. Numerical study on 4-1 coal seam of xiaoming mine in ascending mining. *Scientific World Journal*. 2015. <https://doi.org/10.1155/2015/516095>
4. Lan T., Sun J., Batugin A. S., Jia W., Zhang Z. Dynamic characteristics of fault structure and its controlling impact on rock burst in mines. *Shock and Vibration*. 2021;2021:7954876. <https://doi.org/10.1155/2021/7954876>
5. Lan T., Zhang H., Li S., Batugina I., Batugin A. Application and development of the method of geodynamic zoning according to geodynamic hazard forecasting at coal mines in China. In: *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. World Multidisciplinary Earth Sciences Symposium (WMES 2018)*. 3–7 September 2018, Prague, Czech Republic. 2019;221(1):012088. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/221/1/012088>
6. Markov G.A. *Tectonic stresses and rock pressure in the Khibiny massif mines*. Leningrad: Nauka Publ.; 1977. 213 p. (In Russ.)



7. Lovchikov A. V. A new concept of the mechanism of rock-tectonic bursts and other dynamic phenomena in conditions of ore deposits. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2020;5(1):30–38. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-1-30-38>
8. Yakovlev D. V., Tsirel S. V., Mulev S. N. Regularities of development and technique of rapid assessment of technogenic seismic activity at mining enterprises and in mining regions. *Fiziko-Tekhnicheskiye Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopaemykh*. 2016;(2):34–47. (In Russ.) URL: <https://www.sibran.ru/upload/iblock/ca1/ca15451a9d2410129c5af3babe2bafef.pdf>
9. Yakovlev D. V., Isaev Yu. S., Mulev S. N. et al. “GeoInfoTransSistem (GITS) hardware-software complex in geodynamic and environmental monitoring systems. In: *International Conference “Mining Geophysics”*. June 22–25, 1998. St. Petersburg: VNIMI Publ.; 1998 p. (In Russ.)
10. Kovtanyuk L. V., Panchenko G. L. On compression of a heavy compressible layer of an elastoplastic or elastoviscoplastic. *Medium Mechanics of Solids*. 2017;52(6):653–662. <https://doi.org/10.3103/S002565441706005X>
11. Kondner R. L., Zelasko J. S. A hyperbolic stress strain formulation for sands. In: *Proceedings of the 2nd Pan American Conference on Soil Mechanics and Foundation Engineering*. Sao Paulo, Brazil. 1963;1:289–324.
12. Duncan J. M., Chang C.-Y. Nonlinear analysis of stress and strain in soil. *Journal of the Soil Mechanics and Foundation Division*. 1970;96(5):1629–1653.
13. Janbu J. Soil Compressibility as determined by oedometer and triaxial tests. In: *Proceedings of European Conference on Soil Mechanics and Foundation Engineering (ECSMFE)*. Wiesbaden, Germany. 1963;1:9–25.
14. Von Soos P. Properties of soil and rock. In: *Grundbau-Taschenbuch*. Part 4. Ed. 4. Berlin: Ernst & Sohn; 1990. (In German)
15. Ustinov D. V. Impact of the enclosing massif model selection over the results of subway tunnels excavation modelling. *Geotechnics*. 2018;10(5–6):34–50. (In Russ.)
16. Melnikova N. V., Rzhetskii V. V., Protodiakonov M. M. (eds.) *Handbook (cadastre) of rock physical properties*. Moscow: Nedra Publ.; 1975. 279 p. (In Russ.)
17. Trushko O. V. Geodynamic stability assessment for mine workings in deep mines. *Science, Technology and Education*. 2015;(2):58–62. (In Russ.)
18. Trushko O. V., Petrov D. N., Streletsky A. V. Provision of durability of mine workings. *Izvestiya Vysshikh Uchebnykh Zavedenii. Gornyi Zhurnal*. 2012;(2):51–55. (In Russ.)
19. Basov V. V. The study of geomechanical condition of unstable rocks in the vicinity of mine working junctions. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2019;4(1):23–30. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2019-1-23-30>
20. Kurlenya M. V., Seryakov V. M., Yeremenko A. A. *Technogenic geotechnical stress fields*. Novosibirsk: Nauka Publ.; 2005. 264 p.

Информация об авторах

Сергей Сергеевич Кобылкин – доктор технических наук, профессор кафедры Безопасности и экологии горного производства, Горный институт, Национальный исследовательский технологический университет «Московский институт стали и сплавов» (НИТУ «МИСиС»), г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-2626-208X](https://orcid.org/0000-0002-2626-208X), Scopus ID [56209222200](https://orcid.org/56209222200); e-mail kobylkin.s@misis.ru

Александр Сергеевич Пугач – старший преподаватель кафедры Физических процессов горного производства и геоконтроля, Горный институт, Национальный исследовательский технологический университет «Московский институт стали и сплавов» (НИТУ «МИСиС»), г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-9353-4567](https://orcid.org/0000-0002-9353-4567); e-mail as.pugach@misis.ru, Alpugach@mail.ru

Information about the authors

Sergey S. Kobylkin – Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Department of Safety and Ecology of Mining, Mining Institute, National University of Science and Technology “MISIS” (NUST MISIS), Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0002-2626-208X](https://orcid.org/0000-0002-2626-208X), Scopus ID [56209222200](https://orcid.org/56209222200); e-mail kobylkin.s@misis.ru

Alexander S. Pugach – Senior Lecturer of the Department of Physical Processes of Mining and Geo-control, Mining Institute, National University of Science and Technology “MISIS” (NUST MISIS), Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0002-9353-4567](https://orcid.org/0000-0002-9353-4567); e-mail as.pugach@misis.ru, Alpugach@mail.ru

Поступила в редакцию	13.03.2022	Received	13.03.2022
Поступила после рецензирования	08.04.2022	Revised	08.04.2022
Принята к публикации	27.05.2022	Accepted	27.05.2022