

Определение ширины целиков при камерной отработке рудного месторождения

¹БАКИРОВ Жетписбай Бакирович, д.т.н., профессор, zh.bakirov@kstu.kz,

²ТАКИШОВ Абдилмалик Аргынович, д.т.н., профессор, президент-ректор, takishov@rambler.ru,

¹БАКИРОВ Мади Жетписбаевич, к.т.н., доцент, зав. кафедрой, madybacirov@rambler.ru,

^{1*}МИХАЙЛОВ Валентин Феликсович, к.т.н., доцент, v.mihaylov@kstu.kz,

¹Карагандинский технический университет, Казахстан, 100027, Караганда, пр. Н. Назарбаева, 56,

²Жезказганский университет им. О.А. Байконурова, Казахстан, 100600, Жезказган, пр. Алашахана, 1б,

*автор-корреспондент.

Аннотация. Целью работы является определение ширины целиков между камерами при отработке рудного месторождения выемочными камерами. Выработка состоит из штреков, пройденных под рудной панелью, и нескольких отработанных камер многоугольного сечения. Напряженное состояние вокруг полевой выработки определяется методом конечных элементов с применением программного комплекса ANSYS в двумерной постановке. Путем анализа напряженного состояния в целиках между камерами разработана методика определения расчетного напряжения в целике. Определены основные факторы, влияющие на напряженное состояние в целике и составлена матрица рационального планирования многофакторных компьютерных экспериментов. Путем проведения этих экспериментов и обработки результатов методом нетрадиционного регрессионного анализа получены аналитические зависимости для определения расчетного напряжения в наиболее нагруженном целике при сопряжении двух, трех и четырех камер. Обоснован коэффициент запаса, учитывающий скол стенки целиков и из расчетов на прочность получены выражения для определения ширины целиков между камерами.

Ключевые слова: массив, руда, целик, камера, напряженное состояние, метод конечных элементов, ANSYS, компьютерные эксперименты, регрессионные зависимости.

Введение

Анализ существующих технологий подземной разработки рудных месторождений показывает, что отработка рудного тела полевыми выработками (без захода людей в очистное пространство) имеет ряд преимуществ перед применяемыми ныне способами добычи руд, особенно для месторождений со слабыми вмещающими породами. При такой схеме отработки под рудной панелью проходит штрек, в рудном теле верным способом пробуриваются скважины, куда закладывается заряд. Отколотая взрывом руда падает в штрек и в дальнейшем транспортируется на поверхность.

Известно, что чем больше ширина выработки (камеры) и меньше предел прочности породы, тем больше разрушенная зона приближается к месту проведения горных работ. Поэтому ширина выработки должна быть ограничена требованием безопасности горных работ. Наблюдения и расчеты показывают, что при определенных размерах выработки может произойти самопроизвольное обрушение кровли (естественная забутовка) с образованием свода естественного равновесия. Для нормальной забутовки отработанного пространства ширина выработки также должна

быть ограничена. Ограничение ширины выработки достигается образованием выемочных участков (камер) путем оставления между участками целиков рудного тела.

Для безопасного и эффективного проведения горных работ необходимо обоснованно выбирать все технологические параметры отработки месторождения. Для этого в первую очередь нужно знать напряженное состояние вокруг подземных выработок.

Решение этой проблемы имеет свою многолетнюю историю, начиная с работ С.Г. Михлина, А.Н. Динника и К.В. Руппенейта. Современные подходы к решению задач механики горных пород применительно к горным выработкам приведены в монографиях [1, 2]. Публикации статей в научных журналах, в которых уточняются модели среды, учитываются различные особые горно-геологические условия и конфигурации выработок, совершенствуются методы решения задач механики горных пород, с каждым годом растут. Определение напряженно-деформированного состояния вокруг выработок проводилось приближенными аналитическими методами [3, 4], инструментальными методами [5, 6]. Но ввиду сложности контура выработок и многосвязности

отрабатываемого пространства решение этих задач часто проводится методом конечных элементов (МКЭ) [7-10].

При рассматриваемой технологии обработки рудной панели для эффективного проведения горных работ надо уметь определять безопасную ширину междукламерных целиков, соответствующую выбранной ширине камер и глубине залегания массива. Разработанных методов, тем более аналитических зависимостей для этого нет. Расчет междукламерных целиков вскользь рассматривался в работе [11]. Эта работа является продолжением предыдущих исследований авторов и посвящена определению ширины междукламерных целиков при обработке рудного месторождения выемочными камерами.

Методы исследования

Для достижения поставленной цели в ходе исследований последовательно должны быть решены следующие задачи:

- исследование напряженного состояния междукламерных целиков и определение расчетного напряжения в целике и выбор варьируемых параметров;

- планирование и постановка многофакторных компьютерных экспериментов по определению расчетных напряжений в целиках;

- определение регрессионных зависимостей для расчетного напряжения в целике и выбор ширины междукламерных целиков.

В данной работе для определения напряженного состояния вокруг выработки также применяется метод конечных элементов, который реализуется с использованием программного комплекса (ПК) ANSYS. В связи с большой протяженностью рудного поля в плане задачу можно рассматривать как плоскую задачу теории упругости в вертикальной плоскости, перпендикулярной оси штрека [10].

При исследовании напряженного состояния в целике определяются зоны концентраций напряжений, анализируется изменение максимальных эквивалентных напряжений по высоте целика и выбирается опасное сечение. Далее анализируется изменение эквивалентных напряжений по ширине опасного сечения целика. По результатам такого анализа предложено за расчетное напряжение в целике принимать номинальное эквивалентное напряжение в опасном сечении. Обоснована методика определения расчетного напряжения.

Общим недостатком численных методов расчета является трудность анализа конечных результатов в плане управления расчетной величиной. Кроме этого, полученные результаты невозможно использовать при количественном изменении горно-геологических и технологических параметров обработки. В этом плане удобно иметь аналитические зависимости расчетных величин от параметров объекта. Для получения этих зависи-

мостей нужно спланировать и поставить многофакторный компьютерный эксперимент.

План эксперимента зависит от количества варьируемых факторов и числа уровней, на которых они изменяются. В нашем случае варьируемые факторы не связаны между собой, поэтому для сокращения количества опытов применяется рациональное планирование эксперимента. По этому плану проводится эксперимент, состоящий из отдельных опытов, каждый из которых представляет собой задачу определения напряженного состояния вокруг выработки.

Путем обработки результатов такого эксперимента можно получить регрессионные зависимости выходной величины от варьируемых параметров. Для этого в работе использован нетрадиционный метод регрессионного анализа.

Такие исследования должны проводиться при прохождении двух, трех и четырех параллельных камер. Расчеты показывают, что наиболее нагружен всегда средний междукламерный целик. Дальнейшее увеличение количества камер практически не влияет на напряженное состояние этого целика в связи с его удаленностью от зоны обработки. Поэтому при числе камер больше четырех можно пользоваться зависимостями, полученными для четырех камер.

Исследование напряженного состояния в междукламерном целике

Алгоритм определения напряженного состояния вокруг выработки с помощью ПК ANSYS приведен в работе авторов [10]. Там же обоснованы расчетные схемы задачи при обработке месторождения двумя, тремя и более камерами. Расчетная схема задачи при обработке двумя камерами приведена на рисунке 1 (слой руды заштрихован). На этом рисунке b_1 – ширина штрека; h – мощность рудного пласта; b – ширина камеры; d_c – ширина целика; $H_1 = H$ – глубина залегания пласта. Эти параметры при расчетах задаются.

При расчетах физические свойства руды и массива соответствуют средним значениям по руднику Жаман Айбат Жезказганского региона: руда – $E = 6,2 \cdot 10^7$ кН/м², $\nu = 0,22$, $\rho = 2,6$ кН с²/м⁴; массив – $E = 4,2 \cdot 10^7$ кН/м², $\nu = 0,21$, $\rho = 2,6$ кН с²/м⁴.

Путем расчета по программе ANSYS определено напряженное состояние вокруг выработки при различных геометрических размерах выработки. Анализ напряженного состояния в целике показывает, что при прохождении нескольких параллельных камер наиболее напряженным всегда является средний целик. В целике эквивалентное напряжение меняется как по высоте, так и по его сечению. Анализ показывает, что опасной является средняя часть высоты целика, где напряжение практически не меняется по высоте. Эта область при анализе результатов расчета выделяется по координатам командой NSEL.

Далее проанализировано напряженное состояние в опасном поперечном сечении в средней

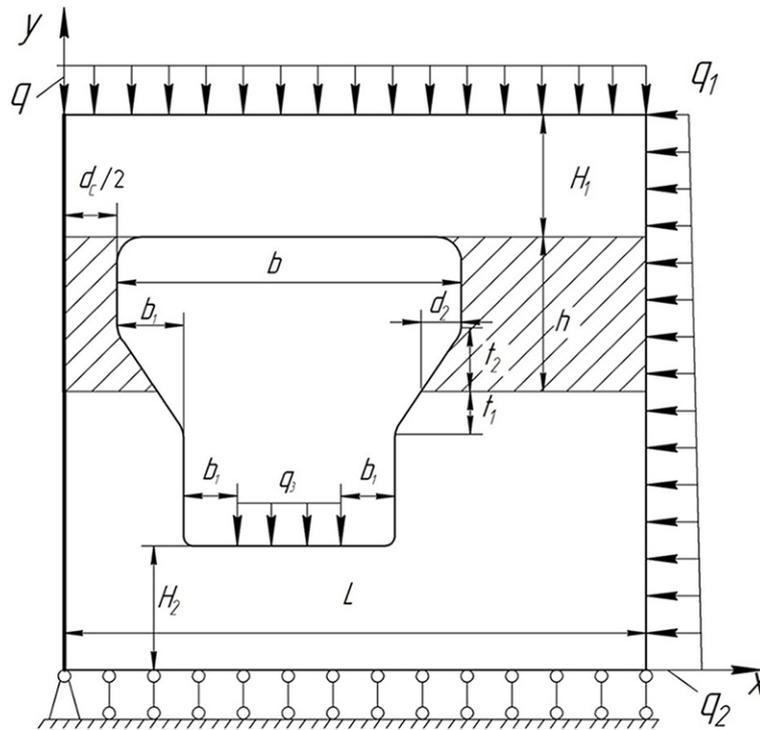


Рисунок 1 – Расчетная модель выработки с двумя камерами

части целика. Здесь эквивалентное напряжение минимально на оси симметрии целика и растет к периферии. Это изменение неравномерно: вокруг центра тяжести напряжение остается постоянным, затем медленно растет, далее интенсивность роста напряжения существенно возрастает. К периферии целика наблюдается быстрый рост напряжения.

Построено множество эпюр распределения напряжений по расчетному сечению при различных ширинах камеры и целика. Такая эпюра для случая $H=550$ м, $h=8$ м, $b=72$ м ($b_1=6$ м) и $d_c=16$ м приведена на рисунке 2 в виде кривой 2 (напряжение в МПа, координата x в метрах). Из эпюр видно, что на ней можно выделить три зоны изменения (роста) напряжений от центра к периферии целика. Каждую из них можно аппроксимировать прямой линией 1. Это позволяет легко вычислить номинальное напряжение S_n в сечении целика.

С этой целью сначала определяется общее усилие в сечении как сумма площадей трех трапеций (трем зонам соответственно). Для этого надо знать значения напряжений на границах этих зон. Эти значения можно найти, предварительно построив график изменения напряжений по ширине целика или выводя узловые результаты на экран (печать) в табличной форме. В последнем случае полезно знать, что первая зона составляет примерно 38% ширины, а последняя зона примерно 23% ширины.

В некоторых случаях на последнем участке может быть максимум напряжения. Значение максимума и координаты точки, где он возникает,

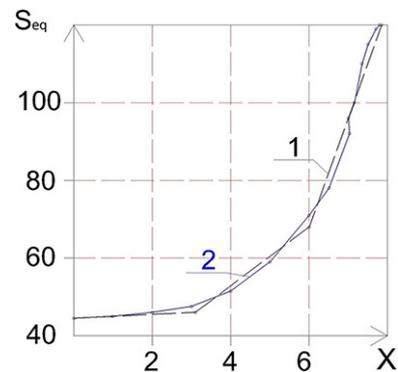


Рисунок 2 – Эпюра распределения напряжений по толщине целика

выдает программа после вывода на экран результатов по выделенной области. Если максимум будет отстоять от края целика на расстояние менее 0,3 метра, то напряжение на контуре целика (на конце третьей зоны) можно заменить максимальным значением. Если это расстояние более 0,3 метра, то следует в аппроксимацию добавить еще один участок, границей которого является точка максимума.

Для определения номинального напряжения найденное усилие делится на ширину целика.

В рассматриваемом случае максимальное эквивалентное напряжение в расчетном сечении целика $\max S_{eq} = S_m = 122,9$ МПа и возникает на контуре целика, а в центре тяжести сечения напряжение $S_0 = 44,6$ МПа. Эквивалентные напряжения на концах участков и координаты этих точек приве-

дены ниже:

$S_1 = 48$ МПа, $x_1 = 3,1$ м; $S_2 = 68$ МПа, $x_2 = 6$ м; $S_k = 122,9$ МПа, $x_k = d_c/2 = 8$ м.

Тогда номинальное напряжение будет равно $S_H = 62,5$ МПа.

Наблюдаемые на практике сколы стенок целиков (отстрелы) происходят в зоне, где напряжения превосходят предел прочности руды. При этом происходит перераспределение напряжений в сечении целика, и номинальное напряжение возрастает, а общее усилие в сечении остается прежним. Номинальное напряжение теперь определяется делением общего усилия на ширину целика после скола стенок.

Далее проведены расчеты с увеличением ширины штрека при неизменной ширине камеры и целика. Такое изменение повышает высоту наклонной части целика и приближает расчетное сечение к зонам концентрации напряжений. В связи с этим должно увеличиться значение максимального напряжения, но расчетное напряжение не должно заметно измениться. Так, при увеличении ширины штрека с 7 до 8 метров максимальное напряжение увеличилось в 1,28 раза, а номинальное напряжение только на 3,4%. В такой ситуации при оценке прочности и проектном расчете за расчетное напряжение целесообразно принимать номинальное напряжение. При этом могут быть сколы стенок целика и повышение номинального напряжения в сечении. Поэтому при прочностных расчетах рекомендуется вводить коэффициент запаса.

Были проведены многочисленные расчеты по определению номинального напряжения с учетом скола (S_{H0}) и без него. Отношение этих напряжений трактуется как коэффициент запаса $n = S_{H0}/S_H$. Из этих расчетов следует, что коэффициент запаса зависит от уровня предельного напряжения. Для руд месторождения Жаман-Айбат предел прочности на сжатие $\sigma_{вс} = 144$ МПа, а коэффициент запаса равен 1,23-1,25.

Планирование эксперимента и методика регрессионного анализа

Анализ проведенных расчетов показывает, что на напряженное состояние целика оказывают

сильное влияние ширина целика d_c , ширина камеры b и глубина залегания руды H . Небольшое влияние оказывает и ширина штрека b_1 . Для вывода регрессионных зависимостей надо задать реальные пределы изменения этих параметров. Пределы изменения H зададим от 400 до 700 метров, а пределы изменения ширины камеры от 80 до 140 метров. При меньших ширинах камеры разработку надо вести одной камерой (без целика). Назначать ширину камеры больше 140 м нецелесообразно ввиду необходимости оставлять целик большой ширины. Пределы изменения ширины штрека примем от 5 до 8 метров.

Пределы изменения ширины целика зависят от ширины камеры, глубины залегания руды и количества камер. Наибольшая (наименьшая) ширина будет при наибольших (наименьших) b и H . Для каждого количества камер предельные значения ширины найдены из численных расчетов подбором по условию равенства номинального напряжения пределу прочности руды на сжатие.

В эксперименте варьируемые факторы будем менять на четырех равностоящих уровнях. Тогда варьируемые параметры примут значения, приведенные в таблице 1, где m число параллельных камер.

Полнофакторный эксперимент содержит 64 опыта. Применение рационального планирования эксперимента на базе латинских квадратов предполагает проведения 16 опытов. Фрагмент матрицы планирования для двух камер приведен в таблице 2 (столбцы 1-5).

Каждая строка матрицы представляет собой задачу по определению номинального напряжения в наиболее нагруженном целике. Для этого результаты каждого опыта подвергаются анализу и обработке. В ходе анализа выделяется средняя часть целика и определяются эквивалентные напряжения в центре S_0 и контуре S_K целика, координаты контрольных точек (границ участков аппроксимации) x_1, x_2, x_M , и напряжения в них S_1, S_2, S_M . По этим данным по принятой методике определяются номинальные напряжения в целике:

$$S_H = [(S_0 + S_1)x_1 + (S_1 + S_1)(x_2 - x_1) + (S_2 + S_M)(x_M - x_2) + (S_M + S_K)(x_K - x_M)]/d_c.$$

Таблица 1 – Значения варьируемых факторов на различных уровнях

		1	2	3	4	m
b, м	1	80	100	120	140	
H, м	2	400	500	600	700	
d_c, м	3	4	10	16	22	2
		5	10	15	20	3
		5	10	15	20	4
b₁, м	4	5	6	7	8	

Таблица 2 – Фрагмент матрицы планирования и результаты эксперимента

№	b, м	h, м	d _c , м	b ₁ , м	S _H , МПа
1	80	500	16	8	68,8
2	100	600	22	5	77,14
3	120	700	4	6	442,86
4	140	400	10	7	139,0
5	80	600	4	7	228,8

Эти напряжения приведены также в таблице 2 (столбец 6).

Путем обработки результатов этих экспериментов определяем регрессионные зависимости номинального напряжения от варьируемых факторов. Для этого воспользуемся нетрадиционным методом регрессионного анализа, который заключается в выборе частных (парных) зависимостей из пятнадцати уравнений. Они, как правило, с достаточной точностью описывают большинство физических явлений с плавным изменением функций.

Нетрадиционный метод реализован в программе ANETR, созданной в КарГТУ. Программа сначала располагает факторы в порядке уменьшения влияния на величину выходного параметра, затем для каждого фактора подбирает соответствующее уравнение из 15 типов уравнений, заложенных в программе. При этом для выявления влияния некоторых факторов может потребоваться нейтрализация влияния сильнодействующих факторов. Программа заканчивается подбором определенного сочетания частных уравнений для формирования общей модели. Полученные таким образом зависимости справедливы в диапазоне изменения варьируемых параметров.

Адекватность общей модели оценивается среднеквадратическим отклонением (СКО) расчетных и экспериментальных значений выходной величины, а также коэффициентом множественной корреляции модели – R . Отметим, что разработчики программы оценивают полученную регрессионную модель на «отлично», если СКО меньше 25%.

Результаты

Путем обработки результатов эксперимента по программе ANETR получена следующая зависимость для номинального напряжения в целике:

$$S_H = \frac{804.37H(0.0097b - 0.06)}{558.6 - 0.0146H} d_c^{-0.74} - \frac{80.9}{b_1} + 16.19 \text{ (МПа); СКО} = 12,5\%; R = 0,99. \quad (1)$$

Аналогичные расчеты проведены при сопряжении трех выемочных камер. Расчетная схема приведена на рисунке 3. Фрагмент матрицы рационального планирования имеет вновь вид, приведенный в таблице 2, изменятся лишь значения d_c . По вышеизложенной методике для каждого из 16 опытов определяем расчетные напряжения в целике.

Путем обработки результатов по программе ANETR получаем следующие регрессионные зависимости:

$$S_H = 335.69(2.163 \lg b - 3.4) \exp(0.0018H) d_c^{-0.777} - \frac{26.707}{b_1} + 6.776 \text{ (МПа); СКО} = 12,5\%; R = 0,99.$$

Аналогичные расчеты проведены при сопряжении четырех выемочных камер. Геометрическая модель отличается от модели на рисунке 1 только наличием еще одной камеры.

Регрессионная зависимость для расчетного напряжения в целике для этого случая имеет вид:

$$S_H = \frac{1179H \cdot b}{(566.33 - 0.031H)(93.543 + 0.145b)} d_c^{-0.843} - \frac{27.417}{b_1} + 6.99 \text{ (МПа); СКО} = 10,1\%; R = 0,993.$$

Исследования показали, что дальнейшее увеличение числа камер практически не влияет на напряженное состояние в среднем (опасном) це-

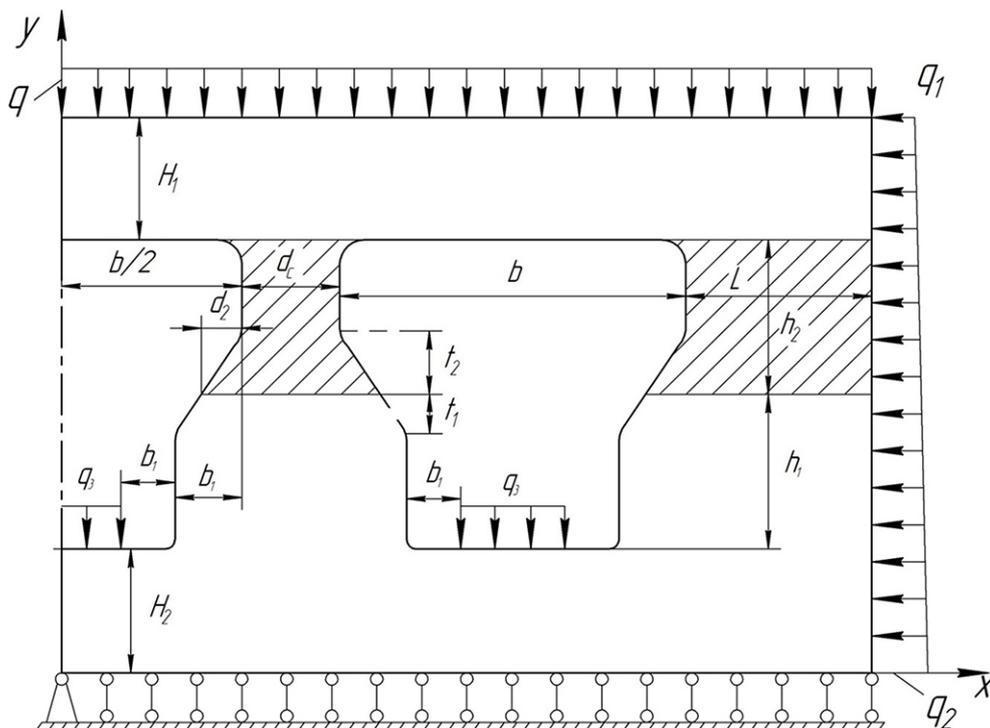


Рисунок 3 – Расчетная схема выработки с тремя камерами

лике в связи с их удаленностью от зоны отработки.

Полученные регрессионные зависимости используются для определения ширины целика из условия прочности. Как отмечено выше, в этом случае рекомендуется вводить коэффициент запаса и расчет вести по допускаемым напряжениям $[\sigma] = \sigma_{bc}/n$. Коэффициент запаса здесь учитывает вероятность скола стенок целика.

Далее заменив номинальное эквивалентное напряжение на допускаемое, из регрессионной зависимости (1) можно получить выражение для определения ширины целика для двух камер:

$$d_c = \left[\frac{804.37H(0.0097b - 0.06)}{(558.6 - 0.0146H) \left([\sigma] + \frac{80.9}{b_1} - 16.19 \right)} \right]^{1.353} \cdot (2)$$

Аналогично из соответствующих регрессионных зависимостей можно получить выражения для определения ширины целика для трех и четырех камер:

$$d_c = \left[\frac{335.69(2.163 \lg b - 3.4) \exp(0.0018H)}{[\sigma] + \frac{26.707}{b_1} - 6.776} \right]^{1.287} \cdot (3)$$

$$d_c = \left[\frac{1179H \cdot b}{(566.33 - 0.031H)(93.543 + 0.145b) \times \left([\sigma] + \frac{27.42}{b_1} - 6.99 \right)} \right]^{1.186} \cdot (4)$$

Заключение

По результатам работы можно сделать следующие выводы.

1. Путем анализа напряженного состояния междукамерных целиков разработана методика определения расчетного напряжения в целике.

2. На базе матрицы рационального планирования проведены многофакторные численные эксперименты по определению расчетного напряжения в целике при прохождении двух, трех и четырех камер.

3. Путем обработки полученных результатов методом нетрадиционного регрессионного анализа получены аналитические зависимости расчетного напряжения от технологических параметров отработки.

4. Из расчетов на прочность определена зависимость ширины целика от ширины камеры при отработке месторождения выемочными камерами.

Полученные результаты позволяют обоснованно выбрать безопасную ширину междукамерных целиков при отработке рудного месторождения выемочными камерами. Они также могут быть использованы для анализа состояния кровли при этой технологии отработки панели.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Макаров А.Б. Практическая геомеханика. – М.: Горная книга, 2006. – 391 с.
2. Оловянный А.Г. Механика горных пород. Моделирование разрушений. – СПб: ИПК «Коста», 2012. – 280 с.
3. Курленя М.В., Миренко В.Е., Савченко А.В. Расчет деформирования массива вокруг заглубленных выработок с учетом собственного веса пород // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2017. – № 3. – С. 3-12.
4. Стажевский С.Б., Хан Г.Н. Об изменениях напряженно-деформированного состояния месторождений полезных ископаемых // Фундаментальные вопросы горных наук. Том 4. 2017. – № 2. – С. 157-162.
5. Чернышов А.И., Абдулин И.М. Исследование упругого, упругопластического и запредельного состояния массива пород вблизи выработок по данным измерений на границах // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2019. – № 4. – С. 27-35.
6. Abdellah Wael, Raju G.D., Mitri Hani S., et al. Stability of underground mine development intersections during the life of a mine plan // Int. J. Rock Mech. Min. Sci. – 2014. – Vol. 72. – pp. 173-181.
7. Bahareh Vazhbakht, Attila M. Zsaki. A finite element mesh optimization method incorporating delogic features for stress analysis of underground excavations // Int. J. Rock Mech. Min. Sci. – 2013. – Vol. 59. – pp. 111-119.
8. Cheng G., Chen C., Li L., Dai F., Ren B. Numerical modeling of strets movement at footwall induced by underground mining // Int. J. Rock Mech. Min. Sci. – 2018. – Vol. 108. – pp. 142-158.
9. Асанов В.А., Евсеев А.В., Паньков И.Л., Токсаров В.Н. Исследование процессов деформирования горных пород и элементов камерной системы разработки // Горный журнал. – 2018. – № 6. – С. 21-26.
10. Бакиров Ж.Б., Такишов А.А., Бакиров М.Ж. Исследование напряженного состояния выработок при сопряжении выемочных камер // Труды университета. – Караганда: КарТУ, 2020. – № 3. – С. 58-61.
11. Абрамов Н.Н., Земцовский А.В. Исследование состояния массива вблизи ответственных подземных выработок и в целике между ними // Известия вузов. Горный журнал. – 2018. – № 7. – С. 45-51.

Кен орнын қапастарымен өндiрген жағдайда кентiректердiң енiн анықтау

¹БӘКІРОВ Жетпісбай Бәкірұлы, т.ғ.д., профессор, zh.bakirov@kstu.kz,

²ТӘКІШЕВ Әбділмәлік Арғынұлы, т.ғ.д., профессор, президент-ректор, takishov@rambler.ru,

¹БӘКІРОВ Мәди Жетпісбайұлы, т.ғ.к., доцент, кафедра меңгерушісі, madybacirov@rambler.ru,

¹*МИХАЙЛОВ Валентин Феликсович, т.ғ.к., доцент, v.mihaylov@kstu.kz,

¹Қарағанды техникалық университеті, Қазақстан, 100027, Қарағанды, Н. Назарбаев даңғылы, 56,

²Ө.А. Байқоңыров атындағы Жезқазған университеті, Қазақстан, 100600, Жезқазған, Алашахан даңғылы, 16,

Аңдатпа. Жұмыстың мақсаты – кен орнын қазып алу қапастарымен өндірген жағдайда қапастар арасындағы кентіректердің енін анықтау болып табылады. Қазба кен өрісінің астымен өтетін штректерден және бірнеше көпбұрышты қималы қапастардан тұрады. Бейкендік қазбасының айналасындағы кернелген күй жазық қойылымда шекті элементтер әдісімен ANSYS программалық кешенді пайдаланумен шешіледі. Қапас аралық кентіректердің кернелген күйін зерттеу негізінде, ондағы есептік кернеуді анықтайтын әдістеме жасалған. Кентіректегі кернелген күйге әсер ететін негізгі факторлар анықталып, көпфакторлық компьютерлік эксперименттің ұтымды жоспарлау матрицасы құрастырылған. Сол жоспармен эксперименттер жүргізіліп, олардың нәтижелері әдеттегі емес регрессиялық талдаумен өңделген. Осының негізінде екі, үш және төрт қапас жанасқан жағдайда ең көп жүктелген кентіректегі есептік кернеуді анықтайтын аналитикалық тәуелділік алынған. Кентіректің қабырғасының сынуын ескеретін қор коэффициенті дәйектелген және беріктікке есептеумен қапас аралық кентіректердің енін анықтайтын қатынас алынған.

Кілт сөздер: массив, кен, қазба, кентірек, қапас, кернелген күй, шекті элементтер әдісі, компьютерлік эксперимент, регрессиялық талдау.

Determination of the Pillar Width During the Chamber Mining of an Ore Deposit

¹BAKIROV Zhetpisbay, Dr. Tech. Sci., Professor, zh.bakirov@kstu.kz,

²TAKISHOV Abdilmalik, Dr. Tech. Sci., Professor, President-Rector, takishov@rambler.ru,

¹BAKIROV Madi, Cand. Tech. Sci., Associate Professor, Head of Department, madybacirov@rambler.ru,

^{1*}MIKHAILOV Valentin, Cand. Tech. Sci., Associate Professor, v.mihaylov@kstu.kz,

¹Karaganda Technical University, Kazakhstan, 100027, Karaganda, N. Nazarbayev Avenue, 56,

²Zhezkazgan Baikonurov University, Kazakhstan, 100600, Zhezkazgan, Alashakhan Avenue, 1b,

*corresponding author.

Abstract. The purpose of the work is to determine the width of the pillars between the chambers during the mining of an ore deposit by excavation chambers is considered. The mine consists of drifts passed under the ore panel, and several spent chambers of a polygonal cross-section. The stress state around the fieldwork is determined by the finite element method using the ANSYS software package in a two-dimensional formulation. By analyzing the stress state in the blocks between the chambers, a method for determining the calculated stress in the block is developed. The main factors influencing the stress state in the target are determined and a matrix of rational planning of multifactorial computer experiments is compiled. By conducting these experiments and processing the results by the method of non-traditional regression analysis, analytical dependences were obtained for determining the calculated voltage in the most loaded target when two, three and four chambers are coupled. The margin factor is justified, taking into account the chipping of the wall of the pillars, and expressions for determining the width of the pillars between the chambers are obtained from strength calculations.

Keywords: massif, ore, target, chamber, stress state, finite element method, computer experiments, regression dependence.

REFERENCES

1. Makarov A.B. Prakticheskaya geomekhanika. – Moscow: Gornaya kniga, 2006. – 391 p.
2. Olovyannyj A.G. Mekhanika gornyh porod. Modelirovanie razrushenij. – Saint Petersburg: IPK «Kosta», 2012. – 280 p.
3. Kurlenya M.V., Mirenkov V.E., Savchenko A.V. Raschet deformirovaniya massiva vokrug zaglublennyh vyrabotok s uchetom sobstvennogo vesa porod // Fiziko-tehnicheskie problemy razrabotki poleznyh iskopaemyh. – 2017. – No. 3. – pp. 3-12.
4. Stazhevskij S.B., Han G.N. Ob izmeneniyah napryazhenno-deformirovannogo sostoyaniya mestorozhdenij poleznyh iskopaemyh // Fundamental'nye voprosy gornyh nauk. Tom 4. 2017. – No. 2. – pp. 157-162.
5. Chernyshov A.I., Abdulin I.M. Issledovanie uprugogo, uprugoplasticheskogo i zapredel'nogo sostoyaniya massiva porod vblizi vyrabotok po dannym izmerenij na granicah // Fiziko-tehnicheskie problemy razrabotki poleznyh iskopaemyh. – 2019. – No. 4. – pp. 27-35.
6. Abdellah Wael, Raju G.D., Mitri Hani S., et al. Stability of underground mine development intersections during the life of a mine plan // Int. J. Rock Mech. Min. Sci. – 2014. – Vol. 72. – pp. 173-181.
7. Bahareh Vazhbakht, Attila M. Zsaki. A finite element mesh optimization method incorporating delogic features for stress analysis of underground excavations // Int. J. Rock Mech. Min. Sci. – 2013. – Vol. 59. – pp. 111-119.
8. Cheng G., Chen C., Li L., Dai F., Ren B. Numerical modeling of strets movement at footwall induced by underground mining // Int. J. Rock Mech. Min. Sci. – 2018. – Vol. 108. – pp. 142-158.
9. Asanov V.A., Evseev A.V., Pan'kov I.L., Toksarov V.N. Issledovanie processov deformirovaniya gornyh porod i elementov kamernoj sistemy razrabotki // Gornyj zhurnal. – 2018. – No. 6. – pp. 21-26.
10. Bakirov Zh.B., Takishov A.A., Bakirov M.Zh. Issledovanie napryazhennogo sostoyaniya vyrabotok pri sopryazhenii vyemochnyh kamer // Trudy universiteta. – Karaganda: KarTU, 2020. – No. 3. – pp. 58-61.
11. Abramov N.N., Zemcovskij A.V. Issledovanie sostoyaniya massiva vblizi otvetstvennyh podzemnyh vyrabotok i v celike mezhdum nimi // Izvestiya vuzov. Gornyj zhurnal. – 2018. – No. 7. – pp. 45-51.