

Обоснование оптимального порядка отработки рудной залежи в условиях высоких напряжений и низкой прочности массива

Балек А. Е.¹, Харисов Т. Ф.¹, Авдеев А. Н.¹, Харисова О. Д.^{1*}

¹ Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

*e-mail: olgazheltysheva@gmail.com

Реферат

Введение. При выборе последовательности отработки рудной залежи главным образом учитывают технологические и организационные факторы. Однако в условиях применения систем с обрушением, когда формируются значительные объемы выработанных пространств, определяющую роль приобретает геомеханический фактор, от которого зависит устойчивость выработок.

Цель работы – выявление зависимости устойчивости подготовительно-нарезных выработок, попадающих в зону влияния выработанного пространства, от последовательности выемки изолированного рудного блока, находящегося в условиях высоких напряжений и низкой прочности рудопородного массива.

Методика проведения исследований. Численное моделирование формирования вторичного напряженно-деформированного состояния окружающего рудопородного массива выполнено методом конечных элементов в программе Rocscience RS3 совместно с оригинальным программным комплексом FEM. Моделирование выполнялось при двух вариантах выемки блока – от центра к флангам и от одного фланга к другому по направлению простирания залежи. Для анализа предложен коэффициент, представляющий произведение протяженности зон концентрации сжимающих напряжений на длительность их существования.

Результаты. На основании анализа распределения участков максимальной концентрации напряжений в приконтурном массиве, а также времени их воздействия обоснована оптимальная последовательность ведения очистных работ по фактору влияния на напряженно-деформированное состояние выработок днища – от фланга к флангу по простиранию залежи.

Выводы. Полученный результат подтверждает модельные представления о механизме перераспределения напряжений массива в процессе выемки линзообразной залежи, предполагающие, что при развитии выработанного пространства по простиранию на его торцах происходит концентрация сжимающих напряжений. Однако интенсивность расширения торцевых участков при варианте от фланга к флангу в два раза выше, чем при варианте от центра к флангу, соответственно и длительность воздействия зон концентрации напряжений на выработку днища оказывается меньше, что отражает предложенный коэффициент.

Ключевые слова: этажное самообрушение; напряженно-деформированное состояние; вторичное поле напряжений; подготовительно-нарезные выработки; устойчивость; отработка рудной залежи.

Введение. При выборе последовательности отработки рудной залежи главным образом учитывают технологические и организационные факторы. Вместе с тем в условиях применения систем с обрушением, когда формируются значительные объемы выработанных пространств, определяющую роль приобретает геомеханический фактор, от которого зависит устойчивость откаточных и подготовительно-нарезных выработок в днищах добычных блоков и панелей [1–8]. В статье представлены результаты исследований по выявлению влияния перераспределения

напряжений в окрестностях выработанных пространств на устойчивость подготовительно-нарезных выработок при разной последовательности ведения очистных работ.

Объект и методы исследований. Исследования проводились на Кемпирсайских хромитовых месторождениях, обрабатываемых шахтой «10-летие независимости Казахстана». Вмещающий массив характеризуется низкими значениями прочности и модуля упругости при сравнительно высоких тектонических напряжениях [9, 10]. Массив практически повсеместно представлен трещиноватыми ультраосновными серпентинизированными породами: дунитами, перидотитами и пироксеновыми дунитами. Несмотря на весьма высокий предел прочности руды и пород в образце, их массив в целом отличает чрезвычайно низкая устойчивость, не превышающая IV–V категорию [6, 11–13]. Основным фактором, снижающим устойчивость массива, является наличие многочисленных хаотично направленных систем трещин и разноориентированных тектонических нарушений, разбивающих его на разномасштабные структурные блоки [14].

Таблица 1. Прочностные и деформационные свойства участков рудопородного массива
Table 1. Strength and strain properties of the ore rock mass sections

Участок	Вмещающий протяженные подготовительные и нарезные выработки			Вмещающий очистные камеры размерами более 30 м и выработанное пространство		
	Предел прочности на сжатие, МПа	Предел на растяжение, МПа	Модуль упругости, ГПа	Предел прочности на сжатие, МПа	Предел на растяжение, МПа	Модуль упругости, ГПа
Налегающий	3,0	0,3	5	1,0	0,1	4
Рудный	1,0	0,1	4	0,2	0,1	3
Подрудный	4,0	0,4	6	1,0	0,1	4

В ходе исследований определялись закономерности изменений напряженно-деформированного состояния окружающего массива в процессе выемки линзообразной рудной залежи размерами 250 ? 550 м в плане, находящейся вне зоны влияния ранее отработанных рудных тел. Блок обрабатывался системой этажного самообрушения. Днище выработанного пространства располагалось на глубине 900 м в условиях гидростатического первоначального напряженного состояния окружающего массива [15]:

$$\sigma_{\text{верт}} = \sigma_{\text{гор1}} = \sigma_{\text{гор2}} = \gamma H \approx 23 \text{ МПа},$$

где $\sigma_{\text{верт}}$ – вертикальные напряжения, МПа; $\sigma_{\text{гор1}}$ – меридиональные горизонтальные напряжения, МПа; $\sigma_{\text{гор2}}$ – широтные горизонтальные напряжения, МПа; γ – объемный вес налегающего породного массива, Н/м³; H – глубина горных работ, м.

Для построения математической модели и исследований закономерности формирования вторичного напряженно-деформированного состояния массива использовалась программа Rocscience RS3 совместно с оригинальным программным комплексом FEM, разработанным О. В. Зотеевым (сертификат качества России RU АЮ32.ВЮ 00012 № 0111542). Численное моделирование выполнялось методом конечных элементов [16–18].

Параметры прочностных и деформационных свойств основных участков массива, использованные при моделировании в качестве граничных условий, представлены в табл. 1.

Для всех участков массива приняты следующие константы: коэффициент Пуассона – 0,3; угол внутреннего трения – 30 град; сцепление – 2 МПа; характер разрушения любых рудопородных объемов – хрупкий.

Результаты исследований. Промоделированы два варианта последовательности выемки геологического блока: от центра к флангам (Ц–Ф) и от одного фланга к другому по направлению простирания залежи (Ф–Ф). Анализировались изменения первоначального напряженного состояния массива в окрестностях 18 выработок днища, разграничивающих рассматриваемый блок по простиранию залежи (рис. 1–3).

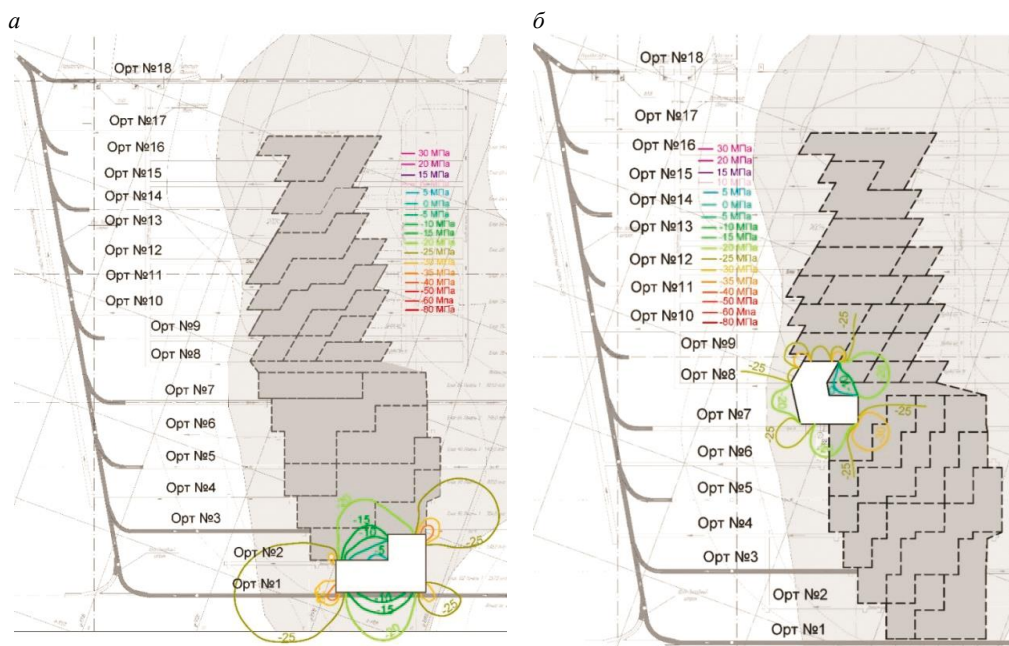


Рисунок 1. План горизонта выпуска с изолиниями максимальных главных нормальных напряжений вмещающего массива, формирующихся на уровне днища после выемки: *a* – 7 % площади геологического блока в условиях отработки от южного фланга к северному; *б* – 4 % площади геологического блока в условиях отработки от центра к флангам

Figure 1. Draw level plan with isolines of maximum principal normal stresses of the enclosing rock mass formed at the bottom level after excavation: *a* – 7% of the geological block area under conditions of mining from the southern flank to the northern flank; *b* – 4% of the geological block area under conditions of mining from the center to the flanks

Моделирование выполняли для условий плоской деформации сплошной упругой изотропной среды и при отсутствии бокового распора от обрушенных пород. В общей сложности промоделирован 21 этап развития вторичного НДС массива, последовательно формирующегося вокруг выработанного пространства по мере выемки геологического блока. Из них 12 этапов – в варианте отработки Ф–Ф, 9 этапов – в варианте Ц–Ф.

Анализировались распределения максимальных напряжений, формирующихся на уровне горизонта выпуска после последовательной выемки следующих частей от общей площади 137 500 м² блока:

– для варианта Ф–Ф: 7 % (рис. 1, а), 16, 27, 38, 51, 66, 73, 79, 86, 89, 95 и 100 % (рис. 2);

– для варианта Ц–Ф: 4 % (рис. 1, б), 12, 22, 35, 49, 63, 77, 88 и 100 % (рис. 2).

По итогам моделирования отстроены распределения тех максимальных напряжений, которые существенно (более чем на 20–25 %) превышали фоновый уровень напряженного состояния окружающего массива, составляющий 23 МПа. При этом показатели для двух откаточных ортов № 1 и № 18 были выделены особо, поскольку эти выработки должны гарантированно сохраняться на весь период отработки блока.

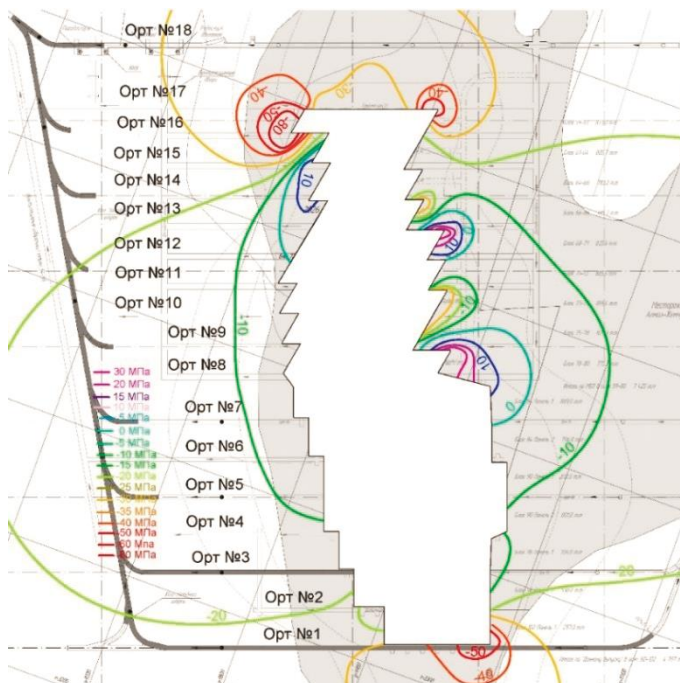


Рисунок 2. План горизонта выпуска с изолиниями максимальных главных нормальных напряжений вмещающего массива, формирующихся на уровне днища после выемки 100 % площади геологического блока

Figure 2. Draw level plan with isolines of maximum principal normal stresses of the enclosing rock mass formed at the bottom level after excavating 100% of the geological block area

На примере откаточного орта № 1 распределения максимальных по модулю главных нормальных напряжений для двух вариантов отработки представлены на рис. 3. Для выявления зависимости напряженного состояния от последовательности выемки залежи использован коэффициент, представляющий произведение протяженности зон концентрации сжимающих напряжений L и длительности t их существования и, соответственно, воздействия на крепь.

Результаты математического моделирования приведены в табл. 2 и 3 для варианта Ф–Ф и для варианта Ц–Ф соответственно. В табл. 4 представлен сопоставительный анализ рассматриваемых последовательностей ведения очистных работ в форме разности суммарных показателей вариантов Ф–Ф и Ц–Ф с оценкой их значимости по критерию χ -квадрат.

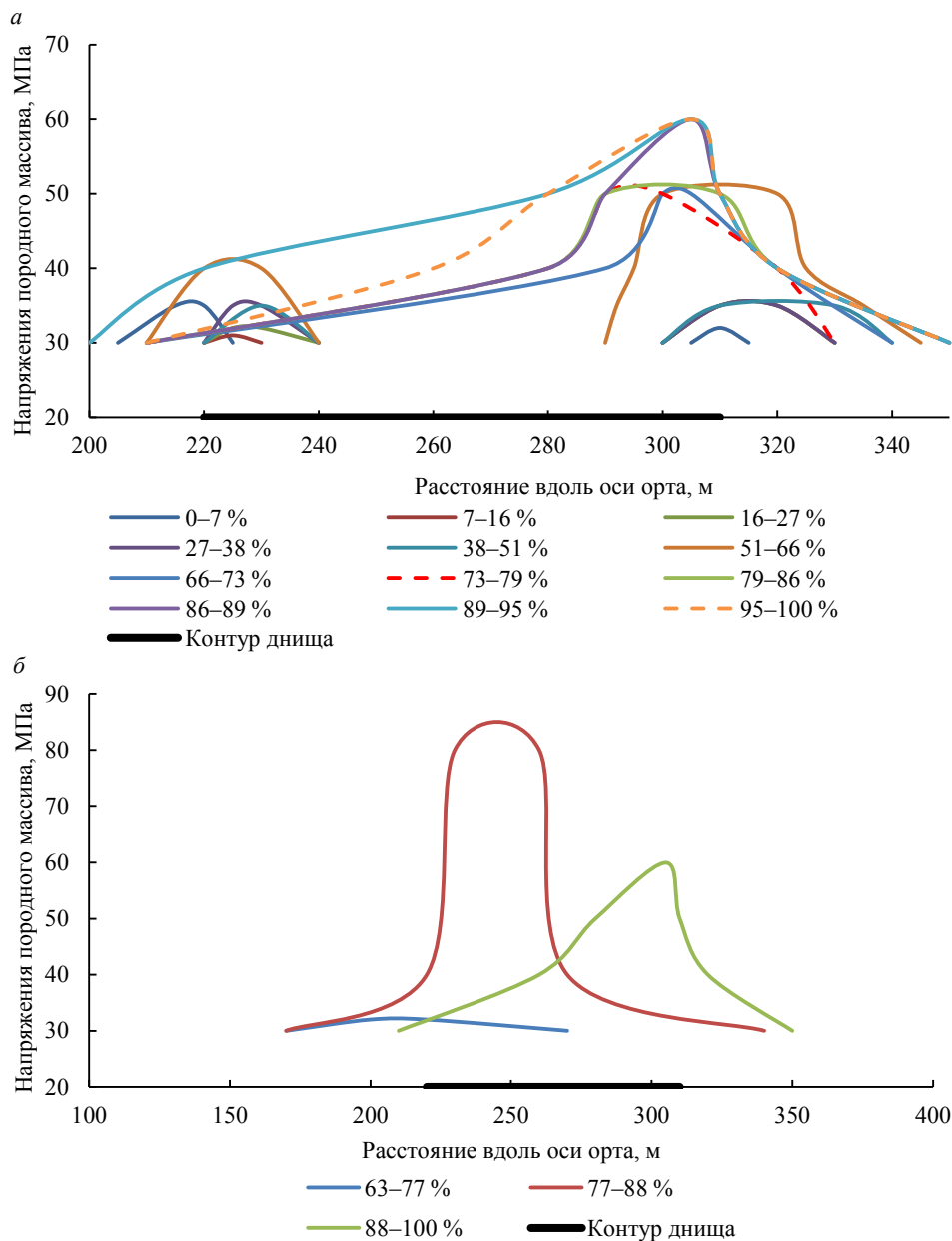


Рисунок 3. Напряженное состояние вмещающего массива по оси расположения орта № 1 на различных этапах отработки (в % от площади блока) для двух вариантов: *а* – вариант Ф–Ф, выемка от южного фланга блока к северному; *б* – вариант Ц–Ф, выемка от центра к флангам

Figure 3. Stress state of the enclosing rock mass along the axis of cross-cut no. 1 at different stages of mining (in % of the block area) for two variant s: *a* – F–F variant, excavation from the southern flank of the block to the northern flank; *b* – variant C–F, excavation from the center to the flanks

Таблица 2. Суммарные пространственно-временные показатели зон концентрации напряжений различной интенсивности, формирующихся во вмещающем массиве днища блока в местах расположения ортов при варианте Ф–Ф

Table 2. Total space-time indicators of stress concentration zones of different intensity, formed in the enclosing rock mass of the block bottom around cross-cuts under the F–F variant

Номер орта	Напряжения > 30 МПа		Напряжения > 50 МПа		Напряжения > 80 МПа	
	<i>L</i> , м	<i>L</i> × <i>t</i>	<i>L</i> , м	<i>L</i> × <i>t</i>	<i>L</i> , м	<i>L</i> × <i>t</i>
№ 1	153	7449	40	925	–	–
№ 2	30	250	–	–	–	–
№ 3	40	320	–	–	–	–
№ 4	10	110	–	–	–	–
№ 5	60	560	–	–	–	–
№ 6	50	550	–	–	–	–
№ 7	90	1130	–	–	–	–
№ 8	70	990	–	–	–	–
№ 9	40	880	–	–	–	–
№ 10	30	210	–	–	–	–
№ 11	100	1510	20	300	–	–
№ 12	110	2020	20	140	–	–
№ 13	110	1530	20	120	–	–
№ 14	170	2640	45	315	30	210
№ 15	190	2260	50	500	30	300
№ 16	260	2940	65	385	20	100
№ 17	280	3490	70	475	10	60
№ 18	310	3740	330	3160	–	–
<i>Суммы:</i>						
все орты № 1–№ 8	2103	32 579	330	3160	90	670
кроме № 1 и № 18	1640	21 390	290	2235	90	670
орты № 1 и № 18	463	11 189	40	925	0	0

Обсуждение результатов. Положительные значения разностей суммарных показателей, представленных в табл. 4, свидетельствуют о благоприятности варианта Ц–Ф, а отрицательные – о благоприятности варианта Ф–Ф. При одной степени свободы для 99 % доверительной вероятности табличное значение коэффициента χ^2 составляет 6,6, а для 70 % – 1,1. Таким образом, суммарные протяженности зон концентрации напряжений свыше 30 МПа в обоих вариантах практически идентичны (разница менее 4–5 %), в том числе и отдельно для откаточных ортов № 1 и № 18. Однако для сумм коэффициентов $L \times t$ получено значимое (свыше 27 %) превышение, указывающее на относительно более благоприятные условия отработки от фланга к флангу по фактору обеспечения устойчивости всех без исключения выработок днища.

Отдельное рассмотрение откаточных ортов № 1 и № 18 дает небольшое (менее 15 %) преимущество для варианта Ц–Ф. Но по фактору протяженности участков концентрации напряжений, превышающих 50–80 МПа, для этих выработок также существенно более благоприятным оказывается вариант Ф–Ф.

Таблица 3. Суммарные пространственно-временные показатели зон концентрации напряжений различной интенсивности, формирующихся во вмещающем массиве днища блока в местах расположения ортов при варианте Ц–Ф

Table 3. Total space-time indicators of stress concentration zones of different intensity, formed in the enclosing rock mass of the block bottom around cross-cuts under the C–F variant

Номер орта	Напряжения > 30 МПа		Напряжения > 50 МПа		Напряжения > 80 МПа	
	<i>L</i> , м	<i>L</i> × <i>t</i>	<i>L</i> , м	<i>L</i> × <i>t</i>	<i>L</i> , м	<i>L</i> × <i>t</i>
№ 1	180	4780	70	760	30	300
№ 2	100	2220	25	700	–	–
№ 3	60	1560	25	325	–	–
№ 4	45	1080	–	–	–	–
№ 5	50	400	30	240	–	–
№ 6	50	400	–	–	–	–
№ 7	50	380	–	–	–	–
№ 8	–	–	–	–	–	–
№ 9	20	80	–	–	–	–
№ 10	40	320	10	80	–	–
№ 11	60	1190	10	110	–	–
№ 12	180	3810	–	–	–	–
№ 13	115	2870	–	–	–	–
№ 14	160	4250	20	280	10	140
№ 15	180	3060	10	100	–	–
№ 16	230	4540	30	300	20	200
№ 17	250	5580	35	420	–	–
№ 18	260	4820	–	–	–	–
<i>Суммы:</i>						
все орты						
№ 1–№ 18	2030	41 340	265	3315	60	640
кроме						
№ 1 и № 18	1590	31 740	195	2555	30	340
орты						
№ 1 и № 18	440	9600	70	760	30	300

Полученный результат подтверждает модельные представления о механизме перераспределения напряжений массива в процессе выемки линзообразной залежи, предполагающие, что при развитии выработанного пространства по простиранию на его торцах происходит концентрация сжимающих напряжений с максимумами на первых выемочных блоках [19]. При последующей отработке торцевых участков и их расширении вкрест простирания залежи концентрация напряжений на торцах снижается. Снижается она и в центральной части выработанного пространства по мере его вытягивания по простиранию. Вследствие этого протяженности зон концентрации напряжений свыше 30 МПа не зависят от порядка отработки, поскольку при обоих вариантах вынимаются одинаковые объемы руды, которые, в конечном итоге, и определяют концентрацию напряжений в окружающем массиве. Однако интенсивность расширения торцевых участков выработанного пространства при варианте Ф–Ф в два раза выше, чем при варианте Ц–Ф. Соответственно и длительность воздействия зон концентрации напряжений

на выработки днища при варианте Ф–Ф оказывается меньше, чем при варианте Ц–Ф, что и отражает коэффициент $L \times t$.

Заключение. По результатам исследований обоснована предпочтительность варианта отработки от фланга к флангу (по простиранию залежи) по фактору влияния очистных работ на напряженно-деформированное состояние выработок

Таблица 4. Разности суммарных показателей вариантов Ф–Ф и Ц–Ф
Table 4. Differences in the total indicators of the F–F and C–F variants

Номер орта	Напряжения > 30 МПа				Напряжения > 50 МПа				Напряжения > 80 МПа			
	L, м	χ^2	$L \times t$	χ^2	L, м	χ^2	$L \times t$	χ^2	L, м	χ^2	$L \times t$	χ^2
Все орты № 1–№ 18	73	1,3	–8761	1038,4	65	7,1	–155	3,7	30	6,0	30	0,7
Кроме № 1 и № 18	50	0,8	–10 350	2016,2	95	18,6	–320	21,4	60	30,0	330	107,8
Орты № 1 и № 18	23	0,6	1589	121,5	–30	8,2	165	16,2	–30	30,0	–300	300,0

днища для условий гидростатического напряженного состояния окружающего породного массива. С целью проверки результатов теоретических исследований на руднике планируется проведение натурных изысканий, которые позволят сделать соответствующие корректировки расчетов и получить окончательный вывод об эффективности предложенной технологической схемы отработки.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Зиновьев В. В., Стародубов А. Н., Николаев П. И., Кузнецов И. С. Применение имитационного моделирования для оценки вариантов отработки выемочного блока короткими забоями // ГИАБ. 2018. № S48. С. 181–193.
2. Щукин С. А., Неверов А. А., Неверов С. А. Отработка подкарьерных запасов подэтажно-камерной технологией с формированием искусственных целиков и породной закладки // Интерэкспо ГЕО-Сибирь. 2021. Т. 2. № 4. С. 205–215.
3. Tan B., Ren F., Ning Y., He R., Zhu Q. A new mining scheme for hanging-wall ore-body during the transition from open pit to underground mining: A numerical study // Advances in Civil Engineering. 2018. Art. 1465672.
4. Kubuzov E. A., Nagovitsyn Y. N., Andreev A. A., Rukavishnikov G. D. Assessment of effect of rock mass damage on underground stability of excavations in the Second Southern Lens of Mayak Mine // Gornyi Zhurnal. 2016. Vol. 7. P. 23–28.
5. Зубков А. В., Сентябов С. В. Выбор методов управления горным давлением на Гайском подземном руднике // ГИАБ. 2021. № 5-2. С. 64–79.
6. Avinash P., Murthy V. M. S. R., Prakash A., Singh A. K. Estimation of rock load in development workings of underground coal mines – A modified RMR approach // Current Science. 2018. Vol. 114. No. 10. P. 2167–2174.
7. Laubscher D., Guest A., Jakubec J. Guidelines on caving mining methods: the underlying concepts. Queensland: The University of Queensland, 2017. 282 p.
8. Авдеев А. Н., Зотеев О. В., Сосновская Е. Л. Прогноз развития геомеханической ситуации при переходе от открытой к подземной технологии выемки крутопадающей залежи системами с обрушением горных пород // ГИАБ. 2021. № 2. С. 6–15.
9. Panzhin A., Panzhina N. Monitoring of the stress-strain state of open pits' adjacent rock mass // E3S Web of Conferences. 2020. Vol. 192. Art. 04017. DOI: 10.1051/e3sconf/202019204017
10. Панжин А. А., Ручкин В. И. Диагностика современной геодинамической активности массива на шахтах Донского ГОКа // Маркшейдерия и недропользование. 2013. № 6(68). С. 32–35.
11. Laubscher D. H., Jakubec J. The MRMR rock mass classification for jointed rock masses / Underground mining methods: engineering fundamentals and international case studies (eds. W. A. Hustrulid and R. L. Bullock) // Society of Mining Metallurgy and Exploration. 2001. P. 475–481.
12. Meshram V. M., Dahale P. P., Tiwari M. S., Rameke S. B. Advancement of support system for underground drift excavation – a review // International Journal of Civil Engineering and Technology. 2018. Vol. 9. No. 6. P. 332–339.

13. Шуплецов Ю. П. Прочность и деформируемость скальных массивов. Екатеринбург: УрО РАН, 2003. 195 с.
14. Сашурин А. Д. Формирование напряженно-деформированного состояния иерархически блочного массива горных пород // Проблемы недропользования. 2015. № 1(4). С. 38–44.
15. Балеk А. Е., Озорнин И. Л., Каюмова А. Н. Совместные замеры напряженного состояния и модуля упругости породного массива при проходке шахтных стволов // ГИАБ. 2020. № 3-1. С. 21–36. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-31-0-21-36
16. Wilhelm Rust. Non-linear finite element analysis in structural mechanics. Switzerland: Springer International Publishing, 2015. 363 p.
17. Moatamedi M., Khawaja H. Finite element analysis. Boca Raton: CRC Press, 2018. 154 p.
18. Сентабов С. В. Управление горным давлением при освоении глубокозалегающих месторождений // Известия вузов. Горный журнал. 2023. № 2. С. 62–73. DOI: 10.21440/0536-1028-2023-2-62-73
19. Балеk А. Е. Явление самоорганизации деформационных полей массивов горных пород и его использование при решении задач геомеханики // Проблемы недропользования. 2016. № 4(11). С. 90–96.

Поступила в редакцию 20 марта 2023 года

Сведения об авторах:

Балеk Александр Евгеньевич – доктор технических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории геомеханики подземных сооружений Института горного дела УрО РАН. E-mail: balek@igduran.ru; <https://orcid.org/0000-0003-0407-2450>

Харисов Тимур Фаритович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории геомеханики подземных сооружений Института горного дела УрО РАН. E-mail: timur-ne@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-4668-081X>

Авдеев Аркадий Николаевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории геодинамики и горного давления Института горного дела УрО РАН. E-mail: avdeev0706@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0003-1023-7645>

Харисова Ольга Дмитриевна – научный сотрудник лаборатории сдвижения горных пород Института горного дела УрО РАН. E-mail: olgazeltyshyeva@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0002-5664-1662>

DOI: 10.21440/0536-1028-2023-3-55-65

Substantiation of the optimal mining sequence of an ore deposit under conditions of high stress and low rock mass strength

Aleksandr E. Balek¹, Timur F. Kharisov¹, Arkadii N. Avdeev¹, Olga D. Kharisova¹

¹ Institute of Mining UB RAS, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Introduction. When choosing the mining sequences of an ore deposit, technological and organizational factors are mostly taken into account. However, when using systems with caving which involve considerable mined-out spaces, the geomechanical factor, which determines stability of mine workings, plays a determining role.

The research objective is to reveal the dependence between the stability of the development and face-entry headings within the mined-out space influence zone and the excavation sequence of the isolated ore block under conditions of high stress and low ore and rock mass strength.

Methods of research. Numerical modeling of the enclosing ore and rock mass secondary stress-strain state formation was carried out by the finite element method in the Rocscience RS3 program together with the original FEM software package. Modeling was performed for two variants of block excavation – from the center to the flanks and from one flank to the other along the strike. For the analysis, we proposed a coefficient representing the product of compressive stress concentration zones length by their existence duration.

Results. Based on the analysis of the maximum stress concentration areas distribution in the marginal rock mass, as well as the time of their influence, the optimal sequence of actual mining was substantiated according to the factor of influence on bottom workings stress-strain state – from flank to flank along the strike.

Conclusions. The obtained result confirms the model representations about the mechanism of rock mass stressed redistribution in the process of lens-shaped deposit excavation. The representations

suggest that during mined-out space development along the strike, compressive stresses concentrate at its ends. However, the intensity of end sections expansion in the flank to flank variant is two times as high as in the center to flank variant. The duration of the stress concentration zones impact on the bottom workings is therefore less, which is indicated by the proposed coefficient.

Keywords: sublevel undercut caving; stress-strain state; secondary stress field; face-entry headings; stability; ore deposit mining.

REFERENCES

1. Zinoviev V. V., Starodubov A. N., Nikolaev P. I., Kuznetsov I. S. Simulation use for evaluation of working block mining variants in pillar mining. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2018; S48: 181–193. (In Russ.)
2. Shchukin S. A., Neverov A. A., Neverov S. A. Extraction of open pit bottom reserves by room-and-pillar method using hybrid backfill. *Interekspo Geo-Sibir = Interexpo GEO-Siberia*. 2021; 2(4): 205–215. (In Russ.)
3. Tan B., Ren F., Ning Y., He R., Zhu Q. A new mining scheme for hanging-wall ore-body during the transition from open pit to underground mining: A numerical study. *Advances in Civil Engineering*. 2018. Art. 1465672.
4. Kubuzov E. A., Nagovitsyn Y. N., Andreev A. A., Rukavishnikov G. D. Assessment of effect of rock mass damage on underground stability of excavations in the Second Southern Lens of Mayak Mine. *Gornyi Zhurnal*. 2016; 7: 23–28.
5. Zubkov A. V., Sentiabov S. V. Selecting ground control methods in Gai mine. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2021; 5-2: 64–79. (In Russ.)
6. Avinash P., Murthy V. M. S. R., Prakash A., Singh A. K. Estimation of rock load in development workings of underground coal mines – A modified RMR approach. *Current Science*. 2018; 114(10): 2167–2174.
7. Laubscher D., Guest A., Jakubec J. *Guidelines on caving mining methods: the underlying concepts*. Queensland: The University of Queensland, 2017.
8. Avdeev A. N., Zoteev O. V., Sosnovskaia E. L. Geomechanical situation prediction in transition from open to underground mining of steeply dipping ore body by systems with caving. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2021; 2: 6–15.
9. Panzhin A., Panzhina N. Monitoring of the stress-strain state of open pits' adjacent rock mass. *E3S Web of Conferences*. 2020; 192: Art. 04017. Available from: doi: 10.1051/e3sconf/202019204017
10. Panzhin A. A., Ruchkin V. I. Diagnostics of the recent geodynamical activity of solid mass at the mines of Don mining and processing complex. *Marksheideriia i nedropolzovanie = Mine Surveying and Subsurface Use*. 2013; 6(68): 32–35. (In Russ.)
11. Laubscher D. H., Jakubec J. The MRMR rock mass classification for jointed rock masses / Underground mining methods: engineering fundamentals and international case studies (eds. W. A. Hustrulid and R. L. Bullok). *Society of Mining Metallurgy and Exploration*. 2001: 475–481.
12. Meshram V. M., Dahale P. P., Tiwari M. S., Ramteke S. B. Advancement of support system for underground drift excavation – a review. *International Journal of Civil Engineering and Technology*. 2018; 9(6): 332–339.
13. Shupletsov Iu. P. *Strength and deformability of solid rock*. Ekaterinburg: UB RAS Publishing; 2003. (In Russ.)
14. Sashurin A. D. Forming stressed-deformed state of hierarchically unitized rock mass. *Problemy nedropolzovaniia = The Problems of Subsoil Use*. 2015; 1(4): 38–44. (In Russ.)
15. Balek A. E., Ozornin I. L., Kaiumova A. N. Joint analysis of rock mass stress state and elasticity modulus during shaft sinking. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2020; 3-1: 21–36. (In Russ.) Available from: doi: 10.25018/0236-1493-2020-31-0-21-36
16. Wilhelm Rust. *Non-linear finite element analysis in structural mechanics*. Switzerland: Springer International Publishing; 2015.
17. Moatamedi M., Khawaja H. *Finite element analysis*. Boca Raton: CRC Press; 2018.
18. Sentiabov S. V. Rock pressure management during deep deposit development. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2023; 2: 62–73. Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2023-2-62-73 (In Russ.)
19. Balek A. E. The phenomenon of self-organizing deformation fields of rock masses and its application when solving geomechanical problems. *Problemy nedropolzovaniia = The Problems of Subsoil Use*. 2016; 4(11): 90–96. (In Russ.)

Information about the authors:

Aleksandr E. Balek – DSc (Engineering), leading researcher, Laboratory of Underground Structures Geomechanics, Institute of Mining UB RAS. E-mail: balek@igduran.ru; <https://orcid.org/0000-0003-0407-2450>

Timur F. Kharisov – PhD (Engineering), senior researcher, Laboratory of Underground Structures Geomechanics, Institute of Mining UB RAS. E-mail: timur-ne@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-4668-081X>

Arkadii N. Avdeev – PhD (Engineering), senior researcher, Laboratory of Geodynamics and Rock Pressure, Institute of Mining UB RAS. E-mail: avdeev0706@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0003-1023-7645>

Olga D. Kharisova – researcher, Laboratory of Rock Displacement, Institute of Mining UB RAS. E-mail: olgazeltysheva@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0002-5664-1662>

Для цитирования: Балек А. Е., Харисов Т. Ф., Авдеев А. Н., Харисова О. Д. Обоснование оптимального порядка обработки рудной залежи в условиях высоких напряжений и низкой прочности массива // Известия вузов. Горный журнал. 2023. № 3. С. 55–65. DOI: 10.21440/0536-1028-2023-3-55-65

For citation: Balek A. E., Kharisov T. F., Avdeev A. N., Kharisova O. D. Substantiation of the optimal mining sequence of an ore deposit under conditions of high stress and low rock mass strength. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2023; 3: 55–65 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2023-3-55-65