

УДК 504.55.054:622(470.6)

## ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЧНОСТИ ЗАКЛАДОЧНОЙ СМЕСИ УЧЕТОМ НАПРЯЖЕННОСТИ ПОРОД

Голик Владимир Иванович<sup>1,2</sup>,  
v.i.golik@mail.ru

Лукьянов Виктор Григорьевич<sup>3</sup>,  
luckyanov@tpu.ru

<sup>1</sup> Северо-Кавказский государственный технологический университет,  
Россия, 362021, г. Владикавказ, ул. Космонавта Николаева, 44.

<sup>2</sup> Геофизический институт Владикавказского научного центра РАН,  
Россия, РСО-Алания, 362002, г. Владикавказ, ул. Маркова, 93а.

<sup>3</sup> Национальный исследовательский Томский политехнический университет,  
Россия, 634050, г. Томск, пр. Ленина, 30.

**Актуальность работы** обусловлена стремлением уменьшить затраты на управление состоянием рудовмещающих пород при подземной разработке металлических месторождений скального типа.

**Цель работы:** обоснование технической возможности минимизации прочности твердеющих закладочных смесей при обеспечении безопасности работ и сохранения качества добываемых руд путем учета фактических напряжений.

**Методы исследования:** обзор теории и практики, использование результатов выполненных натурных исследований с привлечением материалов публикаций, моделирование результатов технолого-экономических исследований, резюмирование результатов исследования.

**Результаты.** Систематизированы сведения о взаимодействии естественных полей напряжений и напряжений, возникающих в связи с техногенным вмешательством при подземной разработке месторождений с закладкой пустот твердеющими смесями. Отмечено, что практикой разработки рудных месторождений доказано отсутствие удовлетворительной коррекции между расчетными параметрами напряженности и фактическими, несоответствие их геостатическому закону распределения. Предложена модель увязки качественных показателей добычи руд с состоянием скальных массивов через прочность элементов геомеханической системы. Приведены результаты натурального исследования напряженного состояния массива мощного месторождения, подтверждающие и объясняющие незакономерное распределение напряжений.

**Выводы.** Горный массив и слагающие его породы неоднородны, и напряжения в их элементах с достаточной точностью могут быть определены только инструментально. Фактические напряжения могут не совпадать с их расчетными значениями, испытывая влияние геологических нарушений земной коры. Дифференциация состава закладочных смесей позволяет уменьшить расход цемента на их приготвление за счет учета реального состояния массива, что улучшает технико-экономические показатели технологии при сохранении безопасных условий добычи руд.

### Ключевые слова:

Технология, твердеющая смесь, массив, напряжение, разработка, месторождение, безопасность, качество, руда, исследование.

### Введение

Напряжения в рудовмещающем массиве формируются естественным полем напряжений и напряжениями, возникающими в связи с горными работами. Естественное поле напряжений массива формируется гравитационными, тектоническими, гидродинамическими и геотермическими силами. Определяющая роль принадлежит гравитационному и тектоническому силовым полям, действующим в массиве.

Гравитационные и тектонические силы массива реализуются в условиях существующих в нем петрофизических и структурных неоднородностей, которые резко усложняют поля напряжений. Ввиду сложности строения массива, даже в отсутствие значительных тектонических сил, тектоника вызывает перераспределение напряжений, обусловленных гравитационными силами.

В гравитационном поле в массиве выделяют зоны, каждая из которых охватывает верхнюю, нижнюю и расположенную между ними части син-

клинали. В первой зоне вертикальные составляющие напряжения являются сжимающими, а горизонтальные – растягивающими. Во второй зоне горизонтальные и вертикальные составляющие напряжений являются снижающими. В третьей зоне вертикальные составляющие являются растягивающими, а горизонтальные – снижающими. Вокруг разломов, ориентированных под углом относительно главных нормальных напряжений, формируются зоны разгрузки и концентрации напряжений. Размеры и конфигурация зон зависят от формы разлома и его положения относительно главных напряжений.

У крутых разломов отмечены концентрации напряжений, в 2–6 раз превышающие мощность зоны разлома. Зона разгрузки напряжений более широкая, но степень разгрузки напряжений меньше, чем в предыдущей зоне. Для наклонных и пологих разломов характерна широкая зона пониженных напряжений с невысокой степенью разгрузки. В всяких крыльях разломов максималь-

ными являются горизонтальные напряжения, перпендикулярные разлому, вертикальные напряжения в 1,5–3 раза меньше горизонтальных ( $\gamma H$ ). В лежачих крыльях максимальными являются вертикальные напряжения. В краевых частях тектонических блоков формируются зоны повышенной напряженности, во внутренних частях, захватывающих большую часть, – области пониженных напряжений [1].

Измерения напряжений в нетронутых массивах показали, что теоретические представления о формировании силовых полей практикой подтверждаются не всегда. Горизонтальные напряжения, как правило, намного превышают вертикальные.

В массивах месторождений измеренные методом полной разгрузки напряжения нередко не соответствуют геостатическому закону распределения. При разнообразии горно-геологических условий установлено [2]:

- вертикальная составляющая гравитационно-силового поля отличается от расчетной в 5 раз;
- главные нормальные напряжения, действующие в горизонтальной плоскости, превосходят вертикальную составляющую в несколько раз.

Так, диапазоны изменений абсолютных величин напряжений в нетронutom массиве месторождений Северного Казахстана на глубинах 100 и 500 м от поверхности составили: вертикальная составляющая 0...32 и 5...54 МПа; горизонтальная составляющая 1,0...20 и 0,7...46 МПа.

Резкие и незакономерные изменения величины и знака напряжений объясняются тем, что гравитационные и тектонические силы реализуются в условиях структурных неоднородностей, которые, при наличии высоких горизонтальных сжимающих напряжений, служат направляющими плоскостями для восходящих и нисходящих движений земной коры. Невозможность корреляции напряжений делает весьма приближенными расчеты, связанные с глубиной работ.

Напряжения в окружающих выработку породах рассчитывают с использованием методов теорий пластичности и упругости среды, Б. Кирша, Д. Шермана и др. Однако в связи с трудностью получения исходных данных для расчетов достоверность их невелика.

При подземной разработке месторождений качественные показатели добычи руд увязаны с состоянием скальных массивов посредством прочности элементов геомеханической системы [3]:

$$\sigma k_3 = \int_{l_{\min}}^{l_{\max}} f(x)(d_{x_1}, d_{x_2} \dots d_{x_n}) \rightarrow \Pi,$$

$$R = \int_{l_{\min}}^{l_{\max}} f(x)(d_{h_3} + d_{h_b}),$$

где  $\sigma$  – напряжения в зоне влияния выработок, МПа;  $k_3$  – коэффициент корректировки напряжений заполнением пустот;  $l_{\max}$ ,  $l_{\min}$  – пролеты обнажения пород, м;  $x_1 \dots x_n$  – технологические, физико-механические и иные характеристики;  $\Pi$  – потери

руд, доли ед.;  $R$  – разубоживание руд породами, доли ед.;  $h_3$  – высота закладочного массива, м;  $h_b$  – высота зоны влияния выработок, м.

Отличие предложенной модели состоит в использовании коэффициента корректировки напряжений  $k_3$ . При закладке пустот твердеющими смесями уровень напряжений снижается за счет характеристик материала твердеющей закладки. Степень безопасности технологий разработки месторождений по развитию критических напряжений и деформаций оценивается коэффициентом  $K_1$  [4]:

$$K_1 = f(V_0 - V_3 V_T),$$

где  $V_0$  – объем образованных в массиве пустот, м<sup>3</sup>;  $V_3$  – объем заполненных закладкой пустот, м<sup>3</sup>;  $K_T$  – коэффициент доли твердеющей закладки при заполнении пустот.

В комплексировании способов управления состоянием массива регулирующую роль играет твердеющая закладка, из которой в массиве создаются искусственные сооружения. Опережающая отработка отдельных участков месторождений разгружает кровлю с передачей опорного давления на искусственные массивы. Нормативная прочность искусственного массива может быть снижена, если подработка ведется выработками ограниченного сечения или с замедлением во времени [5].

При объемном сжатии прочность закладки повышается в 1,5–3 раза, а эффективность работы зависит от соотношения пригрузки массива породами и бокового подпора стенок искусственного массива. Состояние массивов и величина потерь и разубоживания определяются объемом пустот, объемом выданных на поверхность руд и прочностью пород.

### Результаты и их обсуждение

Гипотезы управления состоянием массива исходят из условия непревышения высоты зоны влияния горных работ по сравнению с глубиной расположения рудного тела:

$$H > \eta h_c,$$

где  $H$  – глубина месторождения от рудного тела до поверхности, м;  $h_c$  – высота зоны влияния пустоты по вертикали, м;  $\eta$  – коэффициент запаса (до 10).

Количество разубоживающей массы пород зависит от феномена заклинивания пород над очистной выработкой в виде плоской или потолкоуступной конструкции.

В соответствии с гипотезой С.В. Ветрова условие устойчивости массива [6]:

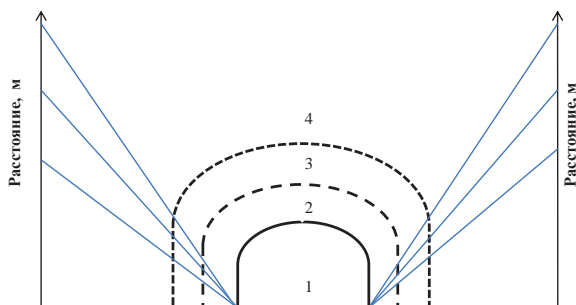
$$a = d_1 \left( \frac{R_{сж}}{KH\gamma} - 1 \right),$$

где  $a$  – полупролет свода заклинивания пород, м;  $d_1$  – горизонтальный размер структурного блока пород, м;  $R_{сж}$  – сопротивление горных пород структурного блока сжатию, т/м<sup>2</sup>;  $\gamma$  – объемный вес по-

род, т/м<sup>3</sup>;  $H$  – глубина расположения пяты свода самозаклинивания пород, м;  $K$  – коэффициент запаса при работе людей под породной кровлей.

При разработке мощных месторождений скального типа с блочной структурой образование пустот сопровождается разрушением массива в форме потери сцепления структурных блоков пород. При прочих равных условиях реакция массива на технологическое воздействие зависит от уменьшения зоны влияния пустот путем закладки их твердеющими смесями. При закладке пустот твердеющими смесями разгрузка напряжений стабилизирует состояние массива с уменьшением потерь и разубоживания.

В зависимости от степени деформирования пород в массиве сосуществуют несколько областей разрушения. Вблизи контура возникает зона нарушенных пород с минимальной прочностью. За ней следуют зона ослабленных пород с возрастанием прочности по мере удаления от пустот и зона нетронутых пород (рис. 1).



**Рис. 1.** Изменение напряжений в областях разрушения пород в окрестностях выработки: 1 – выработка; 2 – зона нарушенных пород с минимальной прочностью; 3 – зона ослабленных пород; 4 – зона нетронутых пород

**Fig. 1.** Change of stress in rock destruction areas within working: 1 is the working; 2 is the area of the destroyed rocks with the minimum strength; 3 is the failed rock area; 4 is the unmined rock area

Максимальная сохранность массива обеспечивается при увеличении доли третьей зоны, при котором прочность при одноосном сжатии с учетом времени [7]

$$\sigma_{\text{МП}}(t) = k_i[\sigma_{\text{МП}} + (\sigma_{\text{МП}} - \sigma_{\text{ДП}})]e^{-at},$$

где  $\sigma_{\text{МП}}$  – предел мгновенной прочности, МПа;  $\sigma_{\text{ДП}}$  – предел длительной прочности, МПа;  $k_i$  – коэффициент тектонической нарушенности;  $a$  – параметр аппроксимации;  $t$  – время.

Массив представляет собой твердую дискретную среду, несущая способность которой зависит от напряжений в элементах геомеханической системы, и предполагает возможность управления напряжениями посредством ограничения деформаций с помощью закладки пустот твердеющими смесями:

$$\sigma_1 \leq \sigma_2 \leq \sigma_3 = \sigma_H K_1 K_2 K_3 K_4,$$

где  $\sigma_1$  – напряжения в зоне нетронутых пород, МПа;  $\sigma_2$  – напряжения в зоне влияния очистных работ, МПа;  $\sigma_3$  – напряжения в закладочном массиве, МПа;  $\sigma_H$  – нормативное сопротивление сжатию закладки, МПа;  $K_1$  – коэффициент неоднородности закладочного массива;  $K_2$  – коэффициент увеличения прочности закладки со временем;  $K_3$  – коэффициент увеличения прочности закладки в массиве;  $K_4$  – коэффициент условий работы.

Максимальные напряжения в системе

$$\sigma_{\text{max}} = \sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3 + \sigma_t,$$

где  $\sigma_t$  – напряжения, создаваемые технологическими процессами, МПа.

Напряжения в результате заполнения пустот твердеющими смесями

$$\sigma_m = n_1 \sigma_{n3} + n_2 \sigma_{c3} + n_3 \sigma_{m3} + n_4 \sigma^{\text{окт}} = \sum_1^i n_i \sigma_m^y,$$

где  $\sigma_{n3}$ ,  $\sigma_{c3}$ ,  $\sigma_{m3}$ ,  $\sigma_{n3}$  – величины подпора, соответственно, прочного, среднечного и малочного состава твердеющей смеси;  $i$  – число упрочняющих элементов;  $n_1 \dots n_4$  – массовое число материала в количестве смеси;  $\sigma_m^y$  – прочность смесей.

Управление состоянием массивов сводится к созданию таких условий, при которых исключаются критические напряжения в породах [8]:

$$[\sigma_{\text{н.м}}] < \sigma^{\text{окт}} < [\sigma^{\text{окт}}]_{\text{крит}}.$$

Из параметров системы управления массивами наиболее значимы:

- высота распространения зон критических напряжений;
- размеры природных и возводимых в пустотах массивов;
- размеры образуемых в массиве пустот.

Высота зоны распространения критических напряжений

$$H = f[\sigma]_{\text{крит}}^{\text{окт}} > h_{\text{техн}} = f[\sigma]_{\text{техн}},$$

где  $h_{\text{техн}}$  – высота зоны влияния работ, м. Предлагаемая модель управления состоянием массива с разгрузкой от напряжений путем заполнения пустот твердеющими смесями, минимизированная по величине потерь и разубоживания, описывается уравнениями [9]

$$\sigma_1 \leq \sigma_2 \leq \sigma_3 = \sigma_H K_1 K_2 K_3 K_4;$$

$$\Pi_{y_r} = \Pi_{T_B} - \mathcal{Z}_T - \mathcal{Y}_{T_{aT}} - \mathcal{Y}_{T_{RS}} - \mathcal{Y}_{T_{RP}},$$

где  $\sigma_1$  – напряжения в зоне нетронутых пород, МПа;  $\sigma_2$  – напряжения в зоне влияния очистных работ, МПа;  $\sigma_3$  – напряжения в закладочном массиве, МПа;  $\sigma_H$  – нормативное сопротивление сжатию, МПа;  $K_1$  – коэффициент неоднородности закладочного массива;  $K_2$  – коэффициент увеличения прочности закладки со временем;  $K_3$  – коэффициент увеличения прочности закладки в массиве;  $K_4$  – коэффициент условий работы;  $\Pi_{y_r}$  – прибыль от добычи и переработки руды, руб./т;  $\Pi_{T_B}$  – ценность добытой руды, руб./т;  $\mathcal{Z}_T$  – полные затраты

на добычу и переработку руды, руб./т;  $Y_{T_{BS}}$  – ущерб от 1 т разубоживающей массы по контуру блока, руб./т;  $Y_{T_{RP}}$  – ущерб от переработки 1 т разубоживающей массы внутри блока, руб./т.

Безопасность горных работ, охрана недр и окружающей среды, а также качество товарной продукции в большей мере обеспечиваются при использовании технологий с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. Горно-геологическим и гидрогеологическим условиям скальных месторождений в наибольшей мере отвечают камерные системы разработки с заполнением выработанного пространства твердеющей смесью, возможные при добыче практически любых твердых руд. Параметры очистных блоков: высота – 60–120 м, длина – до 100 м, ширина равна мощности рудного тела при расположении камер по простиранию залежей и до 20 м при расположении камер вкрест простирания залежей. Прочность твердеющих смесей в подавляющем большинстве случаев 1,0–1,5 [10].

При недостаточной прочности искусственных массивов повышается опасность работ, особенно при нисходящем порядке отработки. При этом даже небольшое разубоживание руды закладочным материалом влияет на показатели ее обогащения [11]. Поэтому в большинстве случаев прочность смеси назначается с запасом. При этом увеличивается стоимость продукта вплоть до дискредитации технологии с закладкой.

При проектировании и эксплуатации месторождений преобладают представления об увеличении напряженности породных массивов с глубиной, поэтому смесь изготавливают без учета фактических напряжений в массиве. Дифференцированный подход к назначению прочности твердеющих закладочных смесей применяется редко, потому что требует экспериментального обоснования. Такое обоснование требует применения специальных способов определения напряженности породных массивов, из которых наиболее точные результаты определения напряжений дает торцевой способ полной разгрузки [12].

Примером исследования напряженного состояния массива мощного месторождения является практика месторождения Маныбай (Северный Казахстан) (рис. 2).

Напряжения пород измеряли на двух замерных станциях горизонтов – 82 и –142 м. Напряжения измеряли в интервале 3,5–6,5 м в призабойной части двух взаимно перпендикулярных горизонтальных скважинах глубиной 6,5 м. Скважины 102 на горизонте –82, –104 и –142 м пробурены перпендикулярно северо-восточной нарушенности, а скважины 103 (горизонт –82 м) и 105 (горизонт –142 м) пробурены перпендикулярно продольной нарушенности.

В каждой скважине проведено по 10–12 разгрузок через 10–20 см по длине скважин с определением напряжения, деформаций и упругих

свойств пород. Для каждой скважины, рассматриваемой как точка в массиве, получали значения вертикальной и горизонтальной составляющих поля напряжений в данной точке.

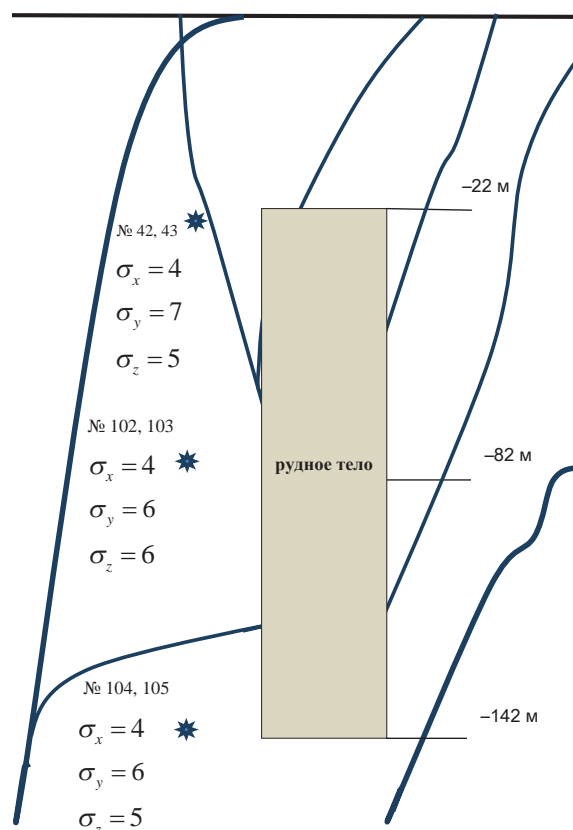


Рис. 2. Показатели напряженности пород рудовмещающего массива: 42–105 – скважины для измерений; –22, –82, –142 – отметки горизонтов, м;  $\sigma_x$ ,  $\sigma_y$ ,  $\sigma_z$  – главные напряжения, МПа

Fig. 2. Indicators of rock intensity of ore-containing mass: 42–105 are the wells for measurements; –22, –82, –142 are the marks of horizons, m;  $\sigma_x$ ,  $\sigma_y$ ,  $\sigma_z$  are the main tensions, MPa

Напряжения измеряли во внутренних частях тектонического блока между двумя крупными геологическими разломами, висячем боку рудной зоны, на горизонте –82 м в диоритах, а на горизонте –142 м в известковистых алевролитах. На горизонте –142 м скважины были пробурены в лежащем крыле мелкого поперечного северо-западного внутриблокового разлома, проходящего вдоль контакта диоритового массива. Скважина 104 была пробурена в 2–3 м от шва разлома, а скважина 105 в 6–7 м от него. На горизонте –82 м скважины пробурены вне зон влияния структурных элементов.

Диориты на горизонте –82 м представляют собой брекчированные породы. Ослабленность их в направлении, перпендикулярном основной нарушенности, сильнее (коэффициент структурного ослабления  $K_0=0,311$ ), чем в направлении, продольном нарушенности ( $K_0=0,431$ ).



Известковистые алевролиты на горизонте –142 м изменены теми же минералами и подроблены сильнее, чем в диоритах. У пород скважины 104, пробуренной вдоль мелкого внутриблокового разлома, ослабленность оказалась меньше, чем в скважине 105 (0,192), пробуренной вкрест шва разлома, в породах, характеризующихся большей ослабленностью.

Сопоставление результатов изучения состояния массива (таблица) и геолого-маркшейдерского картирования участка месторождения позволяет констатировать, что напряженное состояние массива вызвано действием гравитационных сил и перераспределяющим влиянием разломной структуры месторождения.

**Таблица.** Средние значения показателей напряженности по скважинам

**Table.** Average values of indicators of intensity on wells

№ скважин No. of a well	Напряжения, МПа Stress, MPa			Модуль Module of	
	касательные tangent	вертикальные vertical	Горизонтальные, $\sigma_x/\sigma_y$ horizontal, $\sigma_x/\sigma_y$	упругости elasticity	сдвига shift
102	0,28	5,78	6,33	3,69	0,34
103	1,09	6,25	5,68	4,36	0,28
104	0,09	3,85	4,02	2,61	0,27

У плоскостей разломов устанавливаются узкие зоны падения напряжений, за которыми следуют более широкие зоны концентрации напряжений. Во внутренних частях тектонических блоков происходит относительное понижение напряжений. В висячих крыльях разломов максимальными являются горизонтальные напряжения, перпендикулярные плоскостям разломов, вертикальные же напряжения в 1,5–3 раза меньше горизонтальных и равны или превышают  $\gamma H$ .

В лежащих крыльях разломов максимальными оказываются вертикальные напряжения. Внутри тектонических блоков горизонтальные и вертикальные напряжения по величине сближаются. Поле напряжений в этих частях оказывается близким к геостатическому. Приближенно можно говорить, что горизонтальные напряжения в массиве, ориентированные перпендикулярно нарушенности и простирающие рудного тела, примерно в 2 раза больше горизонтальных напряжений, действующих в направлении нарушенности и по простирающему рудного тела. Исследования отмечают закономерное влияние структурной неоднородности массива на поле напряжений. Результаты определения напряжений на горизонтах –82 и –142 м согласуются с вышеприведенными закономерностями.

В то же время не подтвердилось различие разноориентированных горизонтальных напряжений: на горизонте –82 м они оказались равными.

При анализе изменения напряженности пород с глубиной оценивались скважины 42 и 43 на горизонте –22 м, скважины 102 и 103 на горизонте –82 м, скважины 104 на горизонте –142 м.

Замерная точка на горизонте –82 м расположена в диоритах в средней части блока между Главным и Альбитовым разломами, в 80 м к северо-востоку от поперечного внутриблокового контакта осадков и диоритов. На горизонте –22 м замерная точка располагалась в 40 м к юго-западу от разведочной линии УП, в тех же диоритах и в той же структурной позиции. На горизонте –142 м замерная точка располагалась в 25 м к северо-востоку от разведочной линии, в лежащем крыле мелкого поперечного разлома, разграничивающего область развития алевролитов и диоритов. Очевидно, что точки на горизонтах –22 и –82 м сопоставимы по геологическим условиям и результаты измерения напряжений в них могут сравниваться. Точка на горизонте –142 м оказалась в иной позиции, и сравнивать полученные здесь напряжения с напряжениями на горизонтах –22 и –82 м неправильно.

На горизонте –22 м вертикальная составляющая напряжений ( $\sigma_z$ ) оказалась равной 5,0 МПа, горизонтальная перпендикулярная нарушенности ( $\sigma_y$ ) – 7,0 МПа, горизонтальная продольная нарушенности ( $\sigma_x$ ) – 3,5–4,0 МПа. На горизонте –82 м напряжения составили: ( $\sigma_z$ )=6,0 МПа, ( $\sigma_y$ )=6,3 МПа, ( $\sigma_x$ )=6,7 МПа. Приращение вертикальных напряжений на горизонте –82 м, в сравнении с горизонтом –22 м, – 1,0 МПа, что в 2 раза больше напряжения, создаваемого массой столба пород, – 2,8 МПа. Горизонтальные напряжения ( $\sigma_x$ ) незначительно уменьшились, а ( $\sigma_y$ ) возросли почти на 50 % и стали равными ( $\sigma_x$ ). При сравнении напряженности пород на горизонте –22 и 82 м можно отметить некоторое увеличение напряженности пород с глубиной.

На горизонте –142 м вертикальная и горизонтальная составляющие напряжений оказались ниже измеренных значений на горизонте –82 м и даже на горизонте –22 м. Это объясняется тем, что замерная точка на горизонте –142 м была размещена в непосредственной близости (2–6 м) от шва мелкого поперечного внутриблокового разлома в зоне понижения напряжений, который повлиял на распределение напряжений.

Применение разнопрочных смесей в горном производстве для закладки выработанного пространства в последние годы получило широкое распространение. Как правило, для закладки нижней части камеры применяют более прочную смесь, чем в среднем по блоку. Недостатком этого является то, что прочность смеси для камеры выбирается без учета фактического состояния массива. Поэтому выбранный с запасом прочности состав смеси может быть подан в более устойчивую часть блока, а неустойчивый участок заполнен менее прочным составом смеси. При этом предполагается, что за-

полняемая смесь камера находится в условиях равномерного объемного сжатия. Кроме неоправданного исхода закладочных материалов при этом осложняются условия дальнейшей отработки месторождения [13].

Сокращение расхода цемента достигается тем, что состав твердеющей смеси для различных участков камеры по ее высоте выбирается с учетом фактического напряженного состояния массива, которое определяется одним из известных методов. Для участков блока с повышенной концентрацией напряжений используется упрочненный состав, а для участков менее напряженных пород применяют твердеющие смеси меньшей прочности [14].

Для реализации этой концепции необходимы опытно-промышленные работы. До начала работ в камере бурят скважины, с помощью которых измеряют напряжения во вмещающих породах. Для участков с максимальной концентрацией напряжений при одинаковых пролетах обнажений подается закладка такой прочности, которая обеспечивает устойчивость стенок. Для относительно разгруженных от напряжений участков прочность закладки принимается минимальной.

Критерием для выбора прочности твердеющей смеси является условие

$$\sigma_3 = k\sigma_M,$$

где  $\sigma_3$  – прочность закладочной смеси;  $\sigma_M$  – величина измеренных в массиве напряжений;  $k$  – коэффициент, учитывающий свойства закладочной смеси.

Дифференциация состава закладочных смесей на основании учета реального состояния массива в соответствующих условиях может существенно улучшить технико-экономические показатели горного предприятия при сохранении безопасности

работ, о чем свидетельствует опыт рудников уранодобывающей отрасли СССР прошлого века и технологически развитых стран зарубежья [15].

Возможность снижения требований к прочности искусственных массивов из твердеющих смесей позволяет вовлечь в производство омертвленные запасы хвостов добычи и обогащения [16–18]. В последние годы полная утилизация хвостов после извлечения из них металлов стала возможной с развитием новых технологий, например механо-химическое выщелачивание в дезинтеграторе [19–20].

#### Выводы

1. Состояние рудовмещающих массивов определяется природной прочностью и временем техногенного воздействия, а оптимальное управление массивами обеспечивается их разгрузкой от высоких напряжений путем заполнения пустот твердеющими смесями с оптимальной нормативной прочностью.
2. При определении нормативной прочности смесей расчетные значения напряжений могут не совпадать с фактическими напряжениями, испытывая влияние геологических нарушений, поэтому при назначении параметров погашения должна учитываться оцениваемая инструментально геомеханическая ситуация.
3. Дифференциация нормативной прочности закладочных смесей позволяет уменьшить расход цемента на их приготовление за счет учета реального состояния массива, что улучшает технико-экономические показатели технологии при сохранении безопасных условий добычи руд, компенсируя увеличение затрат на закладку пустот твердеющими смесями.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Котенко Е.А., Голик В.И., Хадинов З.М. Управление технологическими комплексами при разработке рудных месторождений. – Владикавказ: Терек, 2000. – 290 с.
2. Сидоров Д.В. Научно-методическое обоснование параметров податливых междокамерных целиков при камерно-столбовой системе разработки удароопасных рудных месторождений на больших глубинах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – № 12. – С. 67–73.
3. Формирование зон концентрации высоких напряжений при разработке месторождений с гравитационно-тектоническим исходным напряженным состоянием массива горных пород / В.А. Еременко, Л.Н. Гахова, В.Н. Лушников, Е.Н. Есина, Е.Н. Семенякин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – № 9. – С. 56–62.
4. Ляшенко В.И. Природоохранные технологии освоения сложноструктурных месторождений полезных ископаемых // Маркшейдерский вестник. – 2015. – № 1. – С. 10–15.
5. Dold B., Weibel L. Biogeometallurgical pre-mining characterization of ore deposits: an approach to increase sustainability in the mining process // Environmental Science and Pollution Research. – 2013. – V. 20. – № 11. – P. 7777–7786.
6. Ветров С.В. Допустимые размеры обнажений горных пород при подземной разработке руд. – М.: Наука, 1975. – 270 с.
7. Rollins K., Zekkos D. Geotechnical Engineering State of the Art and Practice // Keynote Lectures from Geo Congress. Geotechnical Special Publication. – 2012. – № 226. – P. 832–900.
8. Finding zones of stress concentrations and seismic events in deep ore mining affected by high horizontal stresses / V. Eremenko, A. Eremenko, L. Gakhova, I. Klishin // Sixth International Seminar on Deep and High Stress Mining 2012. – Perth, Australia, 8–30 March 2012. – P. 443–450.
9. Голик В.И. Природоохранные технологии разработки рудных месторождений. – М.: Инфра-М, 2014. – 190 с.
10. Study on rock mechanics in deep mining engineering / He Manchao, Xie He-ping, Peng Su-ping, et al. // Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering. – 2005. – № 16. – P. 2804–2813.
11. Wittke W. Rock Mechanics Based on an Anisotropic Jointed Rock Model (AJRM). – US: Wilhelm Ernst & Son, 2014. – 903 p.
12. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Geomechanical terms of use of the mill tailings for preparation // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – № 4. – P. 321–324.
13. Геомеханический анализ влияния извлечения калийной руды на безопасность горных работ / А.А. Барях, Е.К. Котляр, Н.А. Самоделкина, Е.А. Телегина // Горный журнал. – 2015. – № 11. – С. 89–94.

14. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Feasibility of using the mill tailings for preparation of self-hardening mixtures // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – № 3. – P. 38–41.
15. Gattinoni P., Pizzarotti E.M., Scesi L. Engineering Geology for Underground Works. – Springer, 2014. – 312 p.
16. The challenges of reusing mining and mineral-processing wastes / Bian Zhengfu, Miao Xiexing, Shaogang Lei, Chen Shen-en, Wang Wenfeng, Struthers S. // Science. – 2012. – V. 337. – № 6095. – P. 702–703.
17. Gridley N.C., Salcedo L. Cemented paste production provides opportunity for underground ore recovery while solving tailings disposal needs. – Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2011. – 431 p.
18. Packey D.J. Multiproduct mine output and the case of mining waste utilization // Resource Policy. – 2012. – V. 37. – № 1. – P. 104–108.
19. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Innovative technologies of metal extraction from the ore processing mill tailings and their integrated use // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – № 3. – P. 49–52.
20. Metal extraction in the case of non-waste disposal of enrichment tailings / V. Golik, V. Komashchenko, V. Morkun, O. Burdzieva // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – № 10. – P. 213–217.

*Поступила 25.04.2016 г.*

#### **Информация об авторах**

**Голик В.И.**, доктор технических наук, профессор кафедры горного дела Северо-Кавказского государственного технологического университета; главный научный сотрудник Геофизического института Владикавказского научного центра РАН.

**Лукьянов В.Г.**, доктор технических наук, профессор кафедры транспорта и хранения нефти и газа Института природных ресурсов Национального исследовательского Томского политехнического университета.

UDC 504.55.054:622(470.6)

## OPTIMIZATION OF FILLING MIXTURE STRENGTH CONSIDERING ROCK INTENSITY

Vladimir I. Golik<sup>1,2</sup>,  
v.i.golik@mail.ru

Victor G. Lukyanov<sup>3</sup>,  
lukyanov@tpu.ru

<sup>1</sup> North Caucasus State Technical University,  
44, Cosmonaut Nikolayev street, Vladikavkaz, 362021, Republic of North Ossetia-Alania, Russia;

<sup>2</sup> Geophysical Institute of Vladikavkaz Scientific Center of the Russian Academy of Sciences,  
93a, Markov street, Vladikavkaz, 362002, Republic of North Ossetia-Alania, Russia.

<sup>3</sup> National Research Tomsk Polytechnic University,  
30, Lenin Avenue, Tomsk, 634050, Russia.

**The relevance** of the research is caused by the tendency to reduce the cost of managing the state of water-bearing rocks in underground mining of metal deposits of rock type.

**The aim** of the research is to study the technical possibilities of minimizing strength of hardening filling mixtures while ensuring the safety of operations and maintain the quality of ore mined by taking into account the actual stresses.

**Methods:** a review of theory and practice, using the results of field studies carried out with the involvement of material publications, simulation of the results of technological and economic research, summarizing the results of the study.

**Results.** The authors have systematized the information on interaction of natural stress fields and the stress arising from man-made intervention in underground mining with laying voids with hardening mixtures. It is noted that the practice of ore deposits exploration proved the absence of satisfactory adjustment between the design parameters and actual strength, their discrepancy to geostatic distribution law. The authors proposed the model of relationship between quality figures of ore production and the state of rock arrays by the strength of geomechanical system elements. The paper introduces the results of field studies of a powerful deposit array stress state, confirming and explaining the irregular stress distribution.

**Conclusions.** Mountain massif and the rocks composing it are heterogeneous and stress in their elements may be determined adequately only instrumentally. The actual voltage can differ from the calculated values, being affected by geological faults of the crust. Differentiation of the filling mixture composition allows reducing the consumption of cement for their preparation taking into account the real state of the array. This improves the technical and economic indicators of technique while maintaining a safe conditions of ore production.

**Key words:**

Technology, hardening mixture, array, voltage, design, field, safety, quality, ore, exploration.

## REFERENCES

1. Kotenko E.A., Golik V.I., Khadonov Z.M. *Upravlenie tekhnologicheskimi kompleksami pri razrabotke rudnykh mestorozhdeniy* [Technological systems management in development of ore deposits]. Vladikavkaz, Terek Publ., 2000. 290 p.
2. Sidorov D.V. Scientifically-methodical substantiation of parameters of compliant interchamber pillars in chamber-and-pillar system of development of bump hazardous ore deposits at great depths. *Mining analytic information bulletin*, 2013, no. 12, pp. 67–73. In Rus.
3. Eremenko V.A., Gakhova L.N., Lushnikov V.N., Esin E.N., Semenyakin E.N. Formation of high stress concentration areas when developing the fields with gravity-tectonic original stress state of the rock. *Mining analytic information bulletin*, 2013, no. 9, pp. 56–62. In Rus.
4. Lyashenko V.I. Prirodookhrannyye tekhnologii osvoeniya slozhnostrukturnykh mestorozhdeniy poleznykh iskopaemykh [Environmental technology of developing complex structure mineral deposits]. *Surveying magazine*, 2015, no. 1, pp. 10–15.
5. Dold B., Weibel L. Biogeometallurgical pre-mining characterization of ore deposits: An approach to increase sustainability in the mining process. *Environmental Science and Pollution Research*, 2013, vol. 20, no. 11, pp. 7777–7786.
6. Vetrov S.V. *Dopustimye razmery obnazheniy gornyykh porod pri podzemnoy razrabotke rud* [Acceptable sizes of rocks exposure in underground ore mining]. Moscow, Nauka Publ., 1975. 270 p.
7. Rollins K., Zekkos D. Geotechnical Engineering State of the Art and Practice. Keynote Lectures from Geo Congress. *Geotechnical Special Publication*, 2012, no. 226, pp. 832–839.
8. Eremenko V., Eremenko A., Gakhova L., Klishin I. Finding zones of stress concentrations and seismic events in deep ore mining affected by high horizontal stresses. *Sixth International Seminar on Deep and High Stress Mining 2012*. Perth, Australia, 8–30 March 2012. pp. 443–450.
9. Golik V.I. *Prirodookhrannyye tekhnologii razrabotki rudnykh mestorozhdeniy* [Environmental technology of exploring ore deposits]. Moscow, INFRA-M, 2014. 190 p.
10. He Man-chao, Xie He-ping, Peng Su-ping Study on rock mechanics in deep mining engineering. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2005, no. 16, pp. 2804–2813.
11. Wittke W. *Rock Mechanics Based on an Anisotropic Jointed Rock Model (AJRM)*. US, Wilhelm Ernst & Son, 2014. 903 p.
12. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Geomechanical terms of use of the mill tailings for preparation. *Metallurgical and Mining Industry*, 2015, no. 4, pp. 321–324.
13. Baryakh A.A., Kotlyar E.K., Samodelkina N.A., Telegina E.A. Geomechanical analysis of potash ore extraction impact on mining safety. *Mining Journal*, 2015, no. 11, pp. 89–94. In Rus.



14. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Feasibility of using the mill tailings for preparation of self-hardening mixtures. *Metallurgical and Mining Industry*, 2015, no. 3, pp. 38–41.
15. Gattinoni P., Pizzarotti E.M., Scesi L. *Engineering Geology for Underground Works*. Springer, 2014. pp. 312–320.
16. Bian Zhengfu, Miao Xiexing, Shaogang Lei, Chen Shen-en, Wang Wenfeng, Struthers Sue. The challenges of reusing mining and mineral-processing wastes. *Science*, 2012, vol. 337, no. 6095, pp. 702–703.
17. Gridley N.C., Salcedo L. *Cemented paste production provides opportunity for underground ore recovery while solving tailings disposal needs*. Perth, Australian Centre for Geomechanics, 2011. 431 p.
18. Packey D.J. Multiproduct mine output and the case of mining waste utilization. *Resource Policy*, 2012, vol. 37, no. 1, pp. 104–108.
19. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Innovative technologies of metal extraction from the ore processing mill tailings and their integrated use. *Metallurgical and Mining Industry*, 2015, no. 3, pp. 49–52.
20. Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Burdzieva O. Metal extraction in the case of non-waste disposal of enrichment tailings. *Metallurgical and Mining Industry*, 2015, no. 10, pp. 213–217.

*Received: 25 April 2016.*

#### **Information about the authors**

**Vladimir I. Golik**, Dr. Sc., professor, North Caucasus State Technical University; Chief Researcher, Geophysical Institute of Vladikavkaz Scientific Center of the Russian Academy of Sciences.

**Victor G. Lukyanov**, Dr. Sc., professor, National Research Tomsk Polytechnic University.