

УДК 622.272

**А.М. Павлов**

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНОЙ  
ГЕОТЕХНОЛОГИИ НАКЛОННЫХ И ПОЛОГИХ ЖИЛ  
ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ  
В КРИОЛИТОЗОНЕ С УЧЕТОМ ВЫЯВЛЕННЫХ  
СВОЙСТВ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ СРЕДЫ**

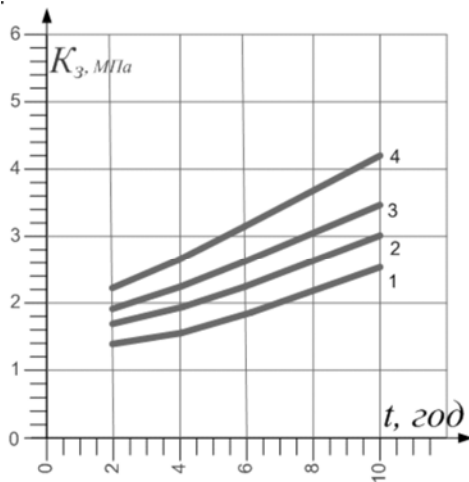
*Рассмотрены параметры подземной геотехнологии наклонных и пологопадающих жил с учетом свойства фрактальности геологической среды, рельефа висячего контакта жилы, времени стояния кровли, температурного фактора.*

*Ключевые слова: золоторудные месторождения, подземной геотехнология, прочность целиков и кровли.*

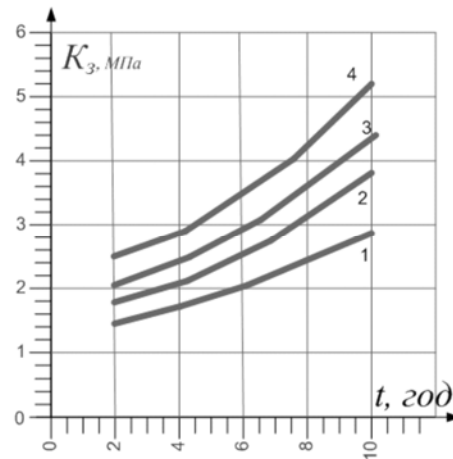
**Н**аклонные и пологие жильные золоторудные месторождения обычно не выдержаны по мощности и варьируют от сантиметров до нескольких метров, как по падению, так и по простиранию. Причем это не плавные переходы, а порой резкое сужение и раздувы. Кровля и подошва рудного тела - это две сложногафрированные поверхности. Рельеф которых определяется последовательно осложняющимися друг друга синклинальными и антиклинальными изгибами, которые в совокупности представляет собой фрактальные системы. Обычно золоторудные жильные месторождения сопровождаются зонами рассланцованных вмещающих пород, снижающую устойчивость кровли. Отработка подобных запасов очень трудоемка (производительность  $3\text{м}^3$  на горнорабочего в смену) и сопровождается большими потерями металла в целиках и на подошве до 20 %. Это обусловлено тем, что не возможно в таких условиях применить высокопроизводительную технику при отбойке, доставке и зачистке руды. Для сохранения устойчивости кровли - поддержания зон рассланцевания,

приходится оставлять предохранительные целики. Поскольку очень сложно рассчитать достоверные параметры устойчивых пролетов обнажения камер и целиков для реальных горно-геологических условий залегания золоторудных жил, то добыча руды ведется по проектным решениям, где параметры рассчитаны для равномерных сред, не учитывающих в полной мере всех факторов, влияющих на устойчивость массива. Применяемые коэффициенты берутся с запасом, не всегда обоснованным и, как следствие, остаются большие потери, что негативно отражается на эффективности производства. Поэтому, при обосновании параметров подземной геотехнологии наклонных и пологопадающих жил, должны дополнительно учитываться свойства фрактальности геологической среды, рельефа висячего контакта жилы, время стояния кровли, температурный фактор.

В многолетнемерзлых породах горный массив сцементирован льдом и максимально устойчив. В переходных зонах от мерзлых пород к талым, их устойчивость снижается. Количественную оценку снижения устойчи-



а



б

**Рис. 1. Графики изменения коэффициента запаса прочности  $K_3$  в целиках (а) и кровли (б) от времени отработки блоков  $t$  в породах крепости  $f=10$ : 1, 2, 3, 4 – для условий, соответственно, мерзлых, в сезонной переходной зоне, в постоянной переходной зоне, талых породах**

востости предлагается производить, корректируя коэффициент структурного ослабления пород. С учетом изменяющегося коэффициента структурного ослабления представляется возможным оценить коэффициенты запаса прочности целиков и кровли камер и определить допустимые напряжения в них.

Коэффициент структурного ослабления  $K_c$  определяем на основе методики ВНИМИ [1] и дифференцированного поправочного коэффициента, учитывающего влияние отрицательных температур пород из выражения

$$K_c = \frac{1}{0.53(l/l_{01} + 1.75)} + 0.315 + \Delta, \quad (1)$$

где  $l$  - линейный размер, оцениваемого на прочность участка массива, м;  $l_{01}$  - линейный размер структурного блока, м;  $\Delta$  - коэффициент, учитывающий влияние отрицательных температур.

Величина  $l$  в нашем случае равна выемочной мощности жилы. Значения

коэффициента  $\Delta$  предлагается принять дифференцированно: для мерзлых пород равным 0.4, сезонной переходной зоны - 0.2, постоянной переходной зоны - 0.1, талых пород - 0.

Определение коэффициента запаса прочности целиков осуществляется на основе выражения

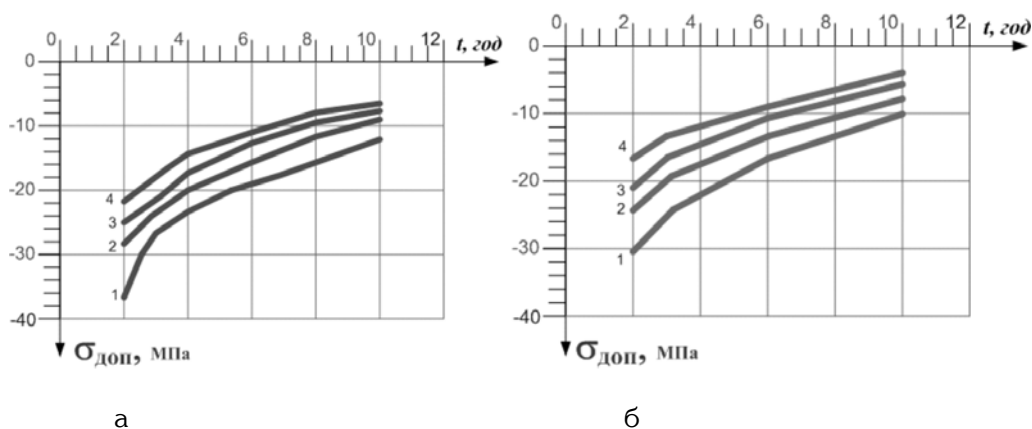
$$K_3 = \frac{K_{dl}}{K_c \cdot K_\phi} \quad (2)$$

где  $K_{dl}$  - коэффициент длительной прочности;  $K_\phi$  - коэффициент, учитывающий геометрические размеры целика (коэффициент Церна).

Коэффициент запаса прочности для кровли камер определится

$$K_3 = \frac{K_{dl}}{K_c} \quad (3)$$

Коэффициент запаса прочности в целиках в мерзлых породах значительно меньше, чем в переходных зонах и талых породах. Для условий Ирокиндинского месторождения при  $t=2$  года величина  $K_3$  в мерзлых



**Рис. 2. Графики изменения допустимых напряжений в целиках  $\sigma_{доп}$  (а) и в кровле камер (б) от времени отработки блоков: 1, 2, 3, 4 – для условий, соответственно, мерзлых, в сезонной переходной зоне, в постоянной переходной зоне, талых породах**

породах составляет 1,3, в сезонной переходной зоне -1,7, в постоянной переходной зоне -1,9, в талых породах 2.2. При  $t=10$  лет рост коэффициента  $K_3$  будет соответственно в два раза (рис. 1).

На основании изложенного можно сделать вывод о целесообразности уменьшения срока отработки блока до двух лет. В этом случае можно оставлять целики минимальных размеров при значительных обнажениях кровли.

Определение допустимых напряжений производим из выражений:

в целиках

$$\sigma_{доп} = \frac{\sigma_{сж}^{об}}{K_3} = \frac{\sigma_{сж}^{об} \cdot K_c \cdot K_\phi}{K_{дл}} \quad (4)$$

в кровле камер

$$\sigma_{доп} = \frac{\sigma_{сж}^{об}}{K_3} = \frac{\sigma_{сж}^{об} \cdot K_c}{K_{дл}} \quad (5)$$

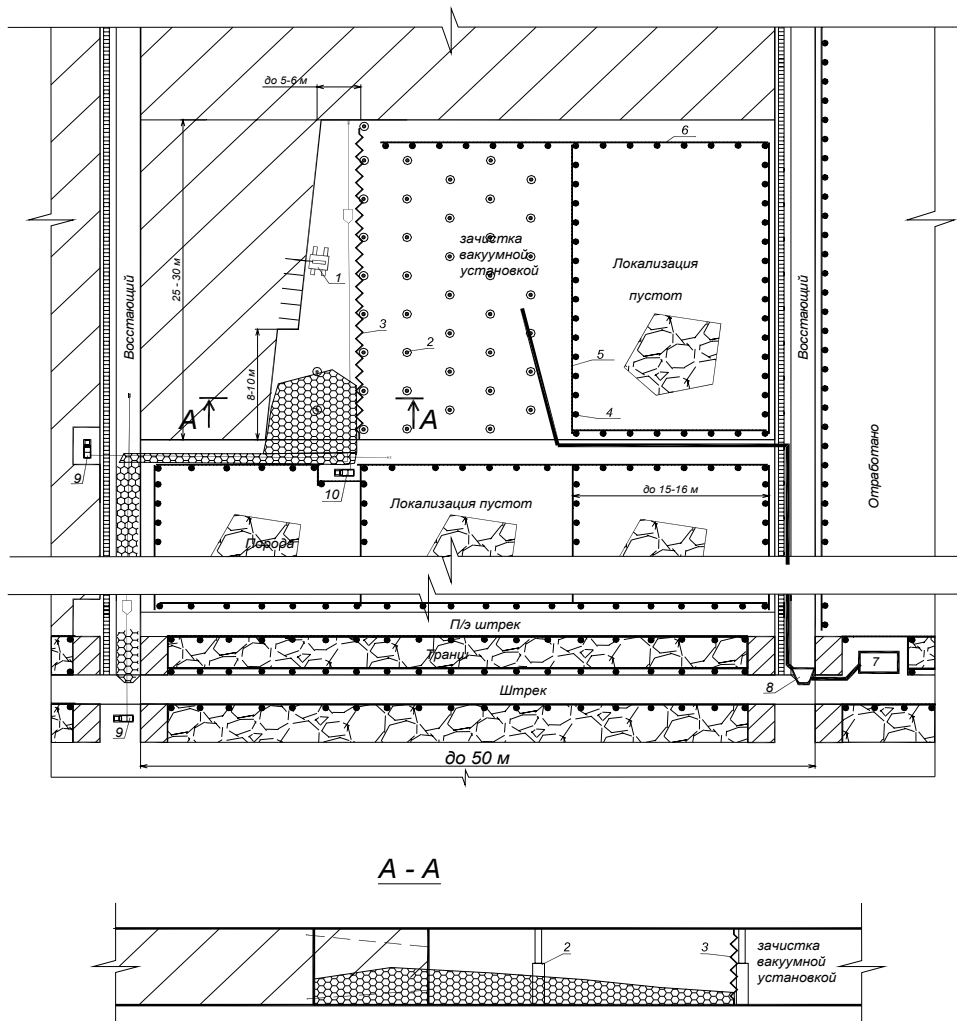
где  $\sigma_{доп}$  – предел прочности на сжатие горных пород в образце, МПа;  $\sigma_{сж}^{об}$  – предел прочности на сжатие, МПа.

С увеличением срока отработки блоков, как в мерзлых, так и в талых породах, допустимые напряжения в

целиках резко снижаются и, следовательно, возникает необходимость увеличения размеров целиков. Так, в мерзлых породах при  $t = 2$  года  $\sigma_{доп} = -36,8$  МПа. При увеличении времени до 10 лет допустимые напряжения снижаются до -11,7 МПа, т.е. в 3,1 раза. В сезонной переходной зоне изменение  $\sigma_{доп}$  составляет от -28,1 МПа до -8,1 МПа (3,1 раза), в талых породах – от -21,7 МПа до -6,9 МПа (3,2 раза).

В мерзлых породах допустимые напряжения в кровле значительно выше, чем в переходных зонах и талых породах. Так при  $t = 2$  года  $\sigma_{доп} = -36,8$  МПа, в сезонной переходной зоне - минус 28,1 МПа, в постоянной переходной зоне - минус 25,2 МПа. В талых породах  $\sigma_{доп} = -21,7$  МПа, что в 1,7 раза меньше, чем в мерзлых породах. Такое соотношение допустимых напряжений в талых и мерзлых породах сохраняется при времени отработки блоков от 2 до 10 лет.

С увеличением сроков отработки блоков в кровле камер допустимые напряжения также снижаются. При оттайке мерзлоты устойчивость кровли уменьшается в 2,4 раза.



- |                                |                                 |
|--------------------------------|---------------------------------|
| 1 - буровой станок на саянх;   | 2 - гидравлическая стойка;      |
| 3 - экран (полимерная сетка);  | 4 - распорная стойка;           |
| 5 - дощатый отшив;             | 6 - отшив скреперной дорожки;   |
| 7 - вакуумная установка        | 8 - сепаратор                   |
| 9 - скреперная лебедка 30ЛС-2с | 10 - скреперная лебедка 10ЛС-2с |

**Рис. 3. Схема расположение зон: рабочей, зачистки и локализации пустот**

На основании вышеизложенного можно сделать вывод, что время отработки блока должно укладываться в 2-3 года.

При выемке внутриблоковых, надштрековых и подштрековых

целиков не исключается возможность блоковых сдвижений и обрушений пород. Эти процессы возможны при превышении шага возможного обрушения пород под влиянием веса налегающих пород.

Шаг возможных обрушений (допустимый пролет кровли) на основе методики В.Д. Слесарева [2] составит:

$$L_{об} = 2,44 \sqrt{\frac{\sigma_p \times h \times K_c}{\gamma}}, \quad (6)$$

где  $\sigma_p$  - предел прочности пород на растяжении в образце, МПа;  $h$  - высота непосредственной кровли, м;  $K_c$  - коэффициент структурного ослабления;  $\gamma$  - объемный вес горных пород, МН/м<sup>3</sup>.

Для условий Ирокиндинского месторождения исходные данные равны:  $\sigma_p = 11,7$  МПа,  $h = 2$  м,  $K_c = 1,0$  (мерзлые породы),  $K_c = 0,3$  (переходные зоны мерзлых пород в талые),  $K_c = 0,3$  (талые породы). Расчеты показывают, что при мерзлых породах величина  $L = 73,2$  м, в переходных зонах - 58,2 м, в талых - 43,3 м.

Шаг обрушения кровли также можно рассчитать на основе методики Н.З. Галаева [2] по формуле:

$$L_{об} = \frac{[0,5(H - X)^2 \gamma \text{tg}^2(\pi/4 - \varphi/2)] \sin^2 \omega \text{tg} \varphi + C_m H}{\gamma H \sin \omega (\sin \omega - \cos \omega \times \text{tg} \varphi)} \quad (7)$$

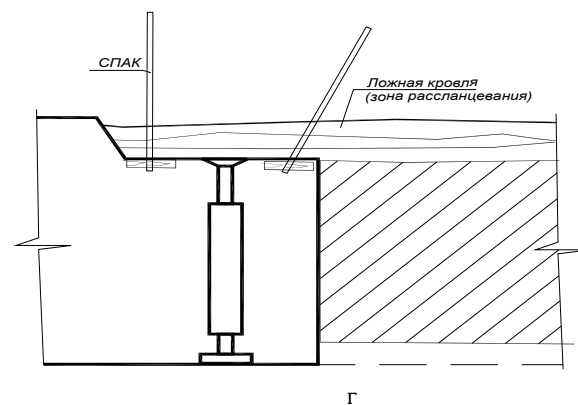
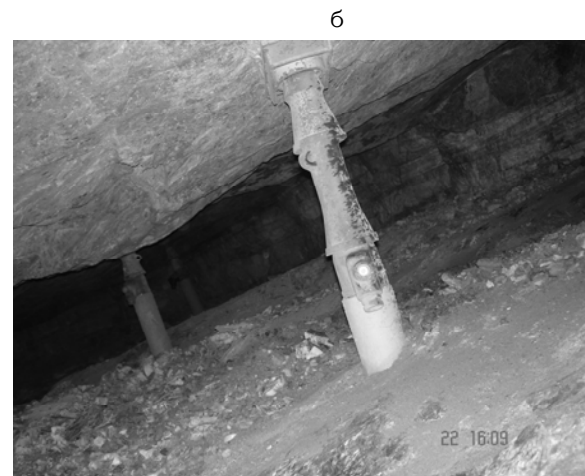
где  $H$  - глубина горных пород, м;  $X$  - усадка обрушенных пород, м.;  $\gamma$  - плотность пород, МН/м<sup>3</sup>;  $\varphi$  - угол трения пород в массиве, град.;  $\omega$  - угол наклона линии сдвига к горизонталю, град.;  $C_m$  - сцепление пород, МПа.

Установлено, что для условий Ирокиндинского месторождения при  $H = 100-300$  м шаг обрушения составляет 65 м и близок по значению с расчетами по методике В.Д. Слесарева. Следовательно, на Ирокиндинском месторождении возможна отработка балансовых запасов в пределах одного этажа (до 70 м) без оставления внутриблоковых целиков.

Отработку наклонных и пологопадающих золотосодержащих жил целесообразно проводить в технологически

выделенных контурах с разбивкой на три зоны (рабочая, зачистки, локализации) с последующим погашением пустот регулируемым самообрушением (рис. 3). Размеры зон могут меняться в зависимости от параметров блока, угла падения обрабатываемой жилы и расположения балансовых запасов. Ширина зон по простиранию принимается 15-16 м, по восстанию - 25 м. При этом учитывается, что расстояние между блоковыми восстающими 50 м, а перенос скреперных дорожек необходимо осуществлять через 25 м.

В первой зоне производятся процессы буровзрывных работ, скреперной доставки отбитой руды и установки крепи для поддержания кровли очистного пространства. Во второй зоне, расположенной от заградительного экрана до распорных стоек ограждения отработанного пространства, происходит зачистка отбитой руды после процесса скреперовки, работы ведутся в закреплённом пространстве и могут производиться независимо от работ в первой зоне. Третья зона представляет собой зачищенное от руды локализованное очистное пространство, где все процессы очистной выемки заканчиваются, то есть отбиваются выявленные поддиры жилы и временные целики, проводится дозачистка почвы. После завершения этих работ и локализации зоны, доступ туда персонала запрещен. Такое расположение зон производства работ приводит к повышению эффективности процессов очистной выемки за счет возможности параллельно вести работы и при сокращении времени стояния очистного пространства. Разбивка на рабочие зоны повышает безопасность работ за счет сокращения площади производства работ в обрабатываемом блоке.



**Рис. 4. Рабочая зона с заградительным экраном (а, б), зона зачистки (в), схема крепления зон расслабления взрывозащищенными стойками и анкерами (г)**

Следует отметить, что общая устойчивость очистного пространства обеспечивается оставлением междуэтажных целиков.

Устойчивость рабочей зоны и зоны зачистки обеспечивается креплением врывозащищенными гидростойками и анкерным креплением. Устойчивость третьей зоны не обеспечивается.

В ней допускаются процессы самообрушения пород. Для безопасного ведения горных работ в других зонах, эту зону локализуют перемычками следующим образом. По периметру через 1,5 м пробиваются распорные стойки. Внизу со стороны скреперной дорожки производится ограждение ее дошатый отшивом, не менее 1 м по высоте, с расчетом, чтобы возможный вывал пород не попал на штрек скреперования. Затем производится снятие гидростоек с установкой в опасных местах предохранительных деревянных распорных стоек. В случае нависания кровли производится принудительное обрушение кровли. После выполнения всех работ зона локализации ограждается для исключения доступа туда людей. Для обеспечения безопасности работ при выемке запасов более двух этажей по восстанию предлагается локализовать выработанное пространство бутовыми полосами. Выбор параметров бутовой полосы следует производить в зависимости от действующего на нее давления воздуха, которое определяется его скоростью. Допустимая скорость воздушного потока, безопасная для людей, составляет 15 м/сек.

Давление определяется из выражения [3, 4]

$$P = \frac{C \cdot \gamma_v}{q} V_{max}^2, \quad (8)$$

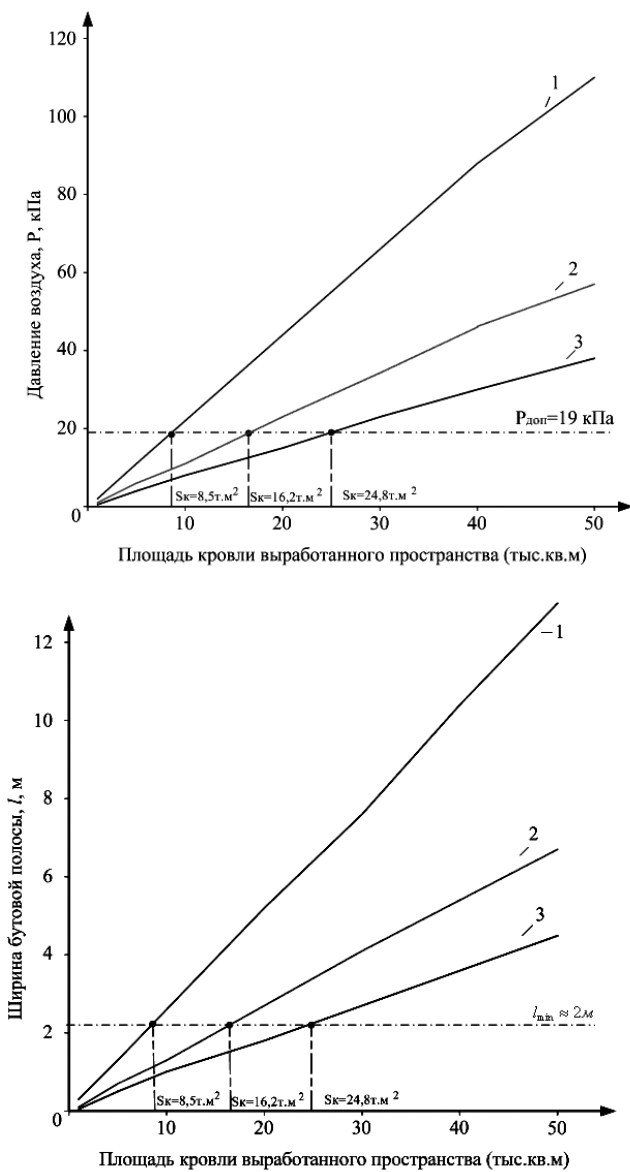
где  $P$  - давление воздуха, кПа;  $C$  - безразмерный коэффициент лобового сопротивления;  $\gamma_v$  - объемный вес воздуха, кН/м<sup>3</sup>;  $q$  - ускорение силы тяжести, м/сек<sup>2</sup>.

Бутовую полосу предполагается создавать буровзрывным способом путем подрыва кровли и почвы камеры. Для этого способа ширину бутовой полосы можно определить по формуле [3, 4]

$$L = \frac{P \cdot K_p}{g \cdot \gamma_n}, \quad (9)$$

где  $L$  - ширина бутовой полосы, м;  $K_p$  - коэффициент разрыхления пород;  $g$  - коэффициент внутреннего трения;  $\gamma_n$  - плотность обрушенных пород, кН/м<sup>3</sup>.

Из установленных зависимостей (рис. 5) представляется возможным погашать пустоты на площади одного эксплуатационного блока размерами 70x120 м (8,5 тыс.м<sup>2</sup>). Локализацию производить бутовыми полосами шириной 2 м по простиранию жилы. Месторасположение бутовой полосы - подэтажный штрек выше подштрековых целиков. В этом случае будет возможным производить выемку надштрековых и подштрековых целиков одновременно с созданием бутовой полосы (рис. 6). Бутовые полосы не только обезопасят влияние воздушной волны, но послужат искусственными податливыми целиками, поддерживающими кровлю при больших обнажениях. Они податливы и не позволят процессам обрушения плит кровли происходить мгновенно, а сделают их медленными. Установленные закономерности процессов обрушений позволяют прогнозировать участки возможных обрушений пород и их параметры. Представляется возможным



**Рис. 5. Графики определения допустимых площадей обнажения кровли по критерию давления и определения ширины бугровой полосы в зависимости от мощности выемочного пространства 1, 2 м; 2 м; 3 м**

своевременно осуществить процессы обрушения по мере необходимости и избежать их внезапных проявлений,

то есть применить способ регулируемое самообрушение. В процессе исследований установлено, что причинами обрушения кровли камер являются:

- большой срок стояния отработанного блока (более трех лет), за который происходят микроразрушения структуры непосредственной кровли;

- замерзание воды в трещинах кровли, обуславливающее отслоение пород на большой площади, образование зеркал скольжения контактов вмещающих пород и изменение температурного режима в переходных зонах;

- участки провесов в рельефе кровли жилы на площадях обнажений более допустимых;

- сейсмическое влияние взрывных работ при выемке целиков и др.

Процессы самообрушения возможны после отработки двух и более этажей.

В местах прогиба кровли, при пролетах обнажения больше допустимых, обычно происходит ее посадка. В ходе геомониторинга выявилось, что при величине посадки более 3мм в сутки происходит процесс самообрушения. Развитие этого процесса регулируется подрывом оставшегося

крепления или зарядов в кровле. В 2007-2010 годах регулируемое самообрушение





**Рис. 6. Схема расположения бутовой полосы (1) в отработанном очистном пространстве (2). Жила Центрально-Тульская. Блоки 1-С1, 2-С1**

осуществлено на одиннадцати участках Ирокиндинского месторождения. Общая площадь обрушенных участков составила около 14500 м<sup>2</sup>. Погашенная площадь выработанного пространства - более 30000 м<sup>2</sup>. Разработанный и внедренный способ управления горным давлением в условиях многолетней мерзлоты позволил повысить уровень промышленной безопасности и охраны труда за счет исключения накопления больших объемов пустот и предотвратить катастро-

фические обрушения пород на больших площадях.

Предлагаемая подземная геотехнология прошла промышленные испытания в условиях рудника Ирокинда. Ее применение обеспечило повышение производительности труда в 1,5-2,0 раза. Улучшены условия труда, повышена безопасность работ. Значительно сокращены потери полезного ископаемого при добыче с 12% проектных до 1-3 % фактических.

#### **. СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. *Ким Д.Н.* Влияние структуры на сдвиговую прочность массива и определенные расчетных механических характеристик / Д.Н.Ким // Горное давление, сдвижение горных пород и методика маркшейдерских работ: Сб. научн. тр. /ВНИМИ. – Л., 1969. – Вып. 72. – С.568-585.

2. *Галаев Н.З.* Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке рудных месторождений: Учеб. для

вузов / Н.З. Галаев. - М.: Недра, 1990.-176 с.

3. *Именитов В.Р.* Локализация пустот при подземной добыче руды / В.Р. Именитов, В.Ф. Абрамов, В.В. Попов. - М.: Недра, 1983. – 188 с.

4. *Руководство по определению безопасных объемов пустот, выбору и расчету изолирующих сооружений при подземной разработке рудных месторождений* Киргизии. - Фрунзе: Илим, 1976 . - 50 с. **ИЛМ**

#### **КОРОТКО ОБ АВТОРЕ**

*Павлов Александр Митрофанович* – кандидат технических наук, докторант ИрГТУ, v10@istu.edu



#### **ДИССЕРТАЦИИ**

#### **ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ**

Автор	Название работы	Специальность	Ученая степень
<b>ГОУ ВПО «МОСКОВСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ» И ЗАО «ТЯЖМАШСЕРВИС» Г. КРАСНОЯРСК</b>			
СЕРГЕЕВ Валерий Юрьевич	Обоснование и разработка технологии фирменного сервисного обслуживания карьерных экскаваторов	05.05.06	к.т.н.