

УДК 622.831

**Е.Л. Сосновская, В.Е. Боликов, В.А. Вицинский,
Л.И. Сосновский, А.М. Павлов, Л.Г. Рубцов**

**ОБОСНОВАНИЕ ВИДОВ КРЕПИ ГОРНЫХ
ВЫРАБОТОК ПО ВЫЯВЛЕННЫМ ЗАКОНОМЕРНОСТЯМ
ФОРМИРОВАНИЯ ТЕКТОНИЧЕСКИХ СТРУКТУР**

Крепление горных выработок является одним из трудоемких и затратных процессов поддержания горных выработок. На стадиях проектирования и строительства подземных рудников важно определить объемы работ по креплению. Это можно сделать на основе оценки геомеханического состояния горных массивов с учетом выявленных закономерностей формирования их тектонических структур.

Авторами проводились исследования закономерностей формирования тектонических структур на Ново-Широкином месторождении полиметаллических руд. Исследования проводились по методике ИрГТУ, позволяющей изучать тектонические структуры с позиций синергетики [1, 2]. Для месторождения установлены три иерархических уровня поля распределения тектонических нарушений и рудных элементов. Для эксплуатационного блока – четыре, для забоя горной выработки – 2÷3 (табл. 1).

Анализ структурных параметров горного массива позволяет отметить следующее. Основные значения масштабных коэффициентов между обобщенными размерами ячеек смежных уровней общей структурной мат-

рицы по тектоническим нарушениям находятся в пределах 1,6 – 2,8.

Согласно концепции саморазрушения массивов при коэффициенте масштабного подобия от 1,6 до 2,0, горный массив должен характеризоваться устойчивым состоянием, при котором процессы саморазрушения происходят в течение длительного времени в виде трещинообразования. При величинах коэффициента от 2,0 до 2,5 и более массив характеризуется неустойчивым состоянием с возможными проявлениями процессов саморазрушения.

В масштабе месторождения масштабный коэффициент составляет 1,9-2,8, что больше критического значения. На основании этого можно сделать вывод о том, что на месторождении возможны случаи проявления горного давления. Однако, следует учесть, что глубина разработки в начальный период освоения месторождения невелика и не превышает 250 м. На таких глубинах фактическое напряженное состояние небольшое и, возможно, не будет достаточным для разрушения пород средней крепости. Учитывая столь высокие значения коэффициента, возникает необходимость проведения локальных прогнозов геомеханического состояния горного

Таблица 1

**Параметры тектонических структур
Ново-Широкинского месторождения**

Иерархические уровни, условные	Параметры	
	Размер ячеек матрицы	Масштабный коэффициент
Вмещающие породы		
Месторождение, км		
I - М	0,5	2,8
II - М	1,4	
III - М	3,0	
Эксплуатационный блок, м		
I - Э	10,2	1,7
II - Э	17,2	
III - Э	28,3	1,6
IV - Э	51,7	
Забой горной выработки, м		
I - З	0,15	3,3
II - З	0,5	
III - З	1,0	2,0
Рудные тела		
Месторождение, км		
I - М	0,6	2,5
II - М	1,5	
III - М	2,8	
Эксплуатационный блок, м		
I - Э	9,5	2,2
II - Э	21,2	
III - Э	35,0	1,7
IV - Э	50,0	
Забой горной выработки, м		
I - З	0,2	2,5
II - З	0,5	

массива в масштабе эксплуатационных блоков и горных выработок.

Масштабные коэффициенты в пределах исследуемых эксплуатационных блоков составили 1.4-2.2, что, в основном, характеризует устойчивое состояние горных пород. Превышение расчетного коэффициента над критическим отмечен только при матрице 9,5-21,2 м. Поэтому эксплуатационные блока также нуждаются в

дополнительном локальном прогнозе их геомеханического состояния.

Масштабные коэффициенты в исследуемых выработках выявлены больше критических и составляют 2.5-3.3. Очевидно, для оценки фактической устойчивости горной выработки необходимо проводить локальные прогнозы с учетом фактической трещиноватости горных пород.

Специальный анализ фотографий керна по пробуренным скважинам Ново-Широкинского месторождения показал следующую статистику распределения удельной трещиноватости в массиве (табл. 2).

Средне статистическое значение интенсивности проявления трещиноватости в горном массиве месторождения составляет 9 трещин на 1 пог. метр, в том числе в 17,5% объема массива интенсивность трещиноватости составляет 2,5 трещин на пог. м, в 55,3% - 8 и в 21,5% - 13, и в 5,7% - более 16. При 11 и более трещин на пог. м выработки неустойчивы.

Последние три показателя (см. табл. 2) свидетельствуют о том, что примерно в 27,2 % объема проходки подземных горных выработок необходимо предусматривать их обязательное крепление.

На основе анализа kernового материала разработана классификация пород и руд по трещиноватости (табл. 3). Категория устойчивости пород и руд

Таблица 2

Распределение удельной трещиноватости в горном массиве по 5-ти наиболее характерным скважинам (суммарная длина 300 м)

Классы интенсивности трещиноватости, кол. трещин на 1 погонный метр	Средняя интенсивность по классу, кол. трещин на 1 погонный метр	Распределение по классам, в %
1 – 5	2,5	17,5
6 – 10	8,0	55,3
11 – 15	13,0	21,5
16 -20	17,0	4,0
более 20	25,0	1,7
Средневзвешенное по массиву	9,0	

Таблица 3

Классификация устойчивости пород и руд по трещиноватости

Категория устойчивости пород	Характеристика трещиноватости массива	l_{cp} , см	h_3 , м	K_c	$j_{тр}$, тр/м
I	Слабо развитая трещиноватость: редкие закрытые трещины или полное отсутствие трещин	60-100 (80)	0.1-0.3	0,8-1,0	1-2
II	Трещиноватость ниже средней: в основном закрытые трещины	50-60 (55)	0.3-0.6	0,5-0,7	2
III	Трещиноватость выше средней: различные плоскости напластования, наличие раскрытых трещин	30-50 (40)	0.6-1.0	0,3-0,4	3-4
IV	Высокая трещиноватость, густая сеть трещин по всем направлениям	10-20 (15)	1.0-2.5	0,1-0,2	5-10
V	Чрезвычайно высокая трещиноватость	до 10	2.5	0,1	10-15

Таблица 4

Геомеханическая характеристика массива горных пород

Безразмерный параметр $\frac{\gamma \cdot H}{R_M}$	$\leq 0,4$	0,41–0,45	0,46–0,5	0,51–0,55	0,56–0,62	0,63–0,69	0,7–0,75	$\geq 0,75$
Состояние массива горных пород	Весьма устойчивый	Устойчивый массив			Средне устойчивый массив	Слабой устойчивости	Неустойчивый массив	

в выработках определяется по трем основным показателям: по среднему расстоянию между трещинами (l_{cp}), интенсивности трещиноватости ($j_{тр\backslash M}$) и коэффициенту структурного ослабления (K_c). Первые два показателя (l_{cp} , $j_{тр\backslash M}$) определяются в натуральных условиях в шахте, а коэффициент структурного ослабления (K_c) зависит от

интенсивности трещиноватости и определяется из графика (рис. 1).

Прогноз устойчивости руд и пород в выработках проводился в соответствии с требованиями инструкции [3] по величине безразмерного параметра

$$\eta = \frac{\gamma \cdot H}{R_M}, \quad (1)$$

18 Таблица 5

Выбор рекомендуемых видов крепи в горизонтальных и наклонных выработках: капитальных, подготовительных и разведочных

Характеристика руд и пород	Категория устойчивости горного массива	Вид работ	Постоянная крепь			Временная крепь	
			Вид крепи		Допустимое отставание от забоя	Вид крепи	Допустимое отставание от забоя
			Основной	Альтернативный			
1	2	3	4	5	6	7	8
Весьма устойчивые	I	КВ	Прямоуг. метал. крепь с затяж. мет. лист	Набрызгбетон	50 м	-	-
		ПВ, Развед.	Не требуется	Не требуется	-	-	-
Устойчивые	II	КВ	Прямоуг. метал. крепь с затяж. мет. лис	-	20 м	Не требуется	Не требуется
		ПВ, Развед.	Прямоуг. метал. крепь с затяж. мет. лис	-	20 м	Не требуется	Не требуется
Средней устойчивости	III	КВ	Железобетонные, полимерные штанги + набрызгбетон	Прямоуг. метал. крепь с затяж. мет. лист	15 м	Железобетонные, полимерные штанги	Определ. расчетами
		ПВ Развед.	Железобетонные, полимерные штанги + сетка	-	15 м	Железобетонные, тросовые, полимерные штанги, набрызгбетон	Определ. расчетами
Слабой устойчивости	IV	КВ	Железобетонные, тросовые, полимерные штанги + сетка + торкретбетон	Деревянная сплошную	Металлическая (прямоуг.)	Железобетонные, тросовые, полимерные штанги	Вслед за подвижением забоя
						Деревянная подвесная	Вслед за подвижением забоя

		ПВ, КВ, развед.	Железобетонные, тросовые, поли- мерные штанги + сетка + торкрет- бетон	Металлорамная (прямоуг.), дере- вянная всплош- ную		Железо-бетонные, тросовые, поли- мерные штанги, набрызгбетон	Вслед за под- виганием за- боя
					Металлическая (прямоуг.) - 1,5 м	Деревянная, крепь на крючьях	Вслед за под- виганием за- боя
Неустойчивые	V	КВ	Деревянная всплошную, гиб- кая опереж. крепь	Бетонная, желе- зобетонная, металлическая (прямоуг.) - шаг крепей 0,5-1,0 м	1,5 м	Деревянная, крепь на крючьях	Вслед за под- виганием за- боя
		ПВ, развед.	Деревянная всплошную бетонная, желез- обетонная	Бетонная, желе- зобетонная, ме- таллическая. металлическая (рамная) метал- лорамная	1,5 м Металлорамная - шаг крепей 0,5-1,0 м	Деревянная, крепь на крючьях	Вслед за под- виганием за- боя

Примечание: КВ – капитальные выработки; ПВ – подготовительные выработки; Развед. – разведочные.

20 Таблица 6
Выбор рекомендуемых видов крепи вертикальных выработок

Характеристика руд и пород	Категория устойчивости горного массива	Вид работ	Постоянная крепь		Временная крепь
			Вид крепи		
			основной	альтернативный	
1	2	3	4	5	6
Весьма устойчивые	I	КВ ПВ Развед.	Дерев. сплошная Дерев. сплошная Дерев. вразбивку	Штанги с сеткой 1x1 м Штанги с сеткой 1x1 м Штанги с сеткой 1x1 м	
Устойчивые	II	КВ ПВ Развед.	Дерев. сплошная Дерев. сплошная Дерев. вразбивку	Штанги с сеткой 1x1 м Штанги с сеткой 1x1 м Штанги с сеткой 1x1 м	
Средней устойчивости	III	КВ ПВ Развед.	Дерев. сплошная Дерев. сплошная Дерев. сплошная	Штанги с сеткой и подхваты	Возможна потолочная и предохранительная крепь
Слабой устойчивости	IV	КВ ПВ Развед.	Дерев. сплошная Дерев. сплошная Дерев. сплошная	Штанги с сеткой и подхваты	Возможна потолочная и предохранительная крепь
Неустойчивые	V	КВ ПВ Развед.	Монолитбетон; Дерев. сплошная Монолитбетон Дерев. сплошная Монолитбетон Дерев. сплошная	Металлические рамы с сеткой Металлические рамы с сеткой Металлические рамы с сеткой	Опережающая крепь Опережающая крепь Потолочная крепь

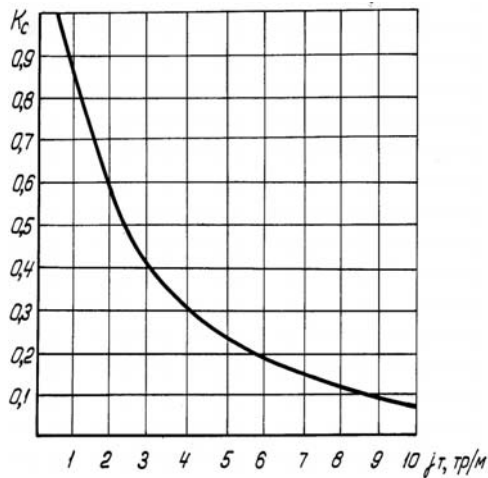


Рис. 1. Зависимость коэффициента структурного ослабления (K_c) от интенсивности трещиноватости ($j_{тр}$)

где γ – плотность породы или руды, т/м^3 ; H – глубина заложения выработки, м; $R_m = \sigma_{сж} \cdot K_c$ – прочность пород на сжатие в массиве, т/м^2 ; $\sigma_{сж}$ – предел прочности на сжатие пород в образце, т/м^2 .

Геомеханическая характеристика массива горных пород приведена в табл. 4.

Разработаны рекомендации по выбору видов крепи с учетом установленных категорий устойчивости для горизонтальных и наклонных выработок: капитальных, подготовительных и разведочных (табл. 5); для вертикальных выработок (табл. 6).

Основные выводы и рекомендации исследований приняты к внедрению на Ново-Широкинском руднике.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Сосновская Е.Л. Об универсальном характере фрактальных свойств полей локализации рудных жил и элементов естественной деструкции в пределах золоторудных месторождений / Е.Л.Сосновская // Проблемы развития минеральной базы Восточной Сибири. сб. научн. тр. - Иркутск, - изд-во ИрГТУ, -2003. - С.221-229.
2. Сосновский Л.И. Механизм возникновения и закономерности пространственного распределения участков с относи-

тельно высокой и невысокой степени естественной напряженности в горном массиве / В.А. Филонюк, Л.И. Сосновский, Е.Л. Сосновская // Вестник ИрГТУ. - 2006. - № 2. - С. 93-97.

3. Единая технологическая инструкция по применению набрызгбетонной, штанговой и комбинированной крепей в капитальных, подготовительных и очистных выработках рудников цветной металлургии. М, 1978 г. **ИДАЗ**

Коротко об авторах

Сосновская Е.Л. – кандидат геолого-минералогических наук, доцент кафедры общетехнических дисциплин Иркутского государственного технического университета,
 Боликов В.Е. – профессор, доктор технических наук, заведующий лабораторией Института горного дела Уральского отделения Российской академии наук,
 Вишинский В.А. – технический директор ООО «Русдрагмет»,
 Сосновский Л.И. – доктор технических наук, профессор кафедры разработки месторождений полезных ископаемых Иркутского государственного технического университета,
 Павлов А.М. – кандидат технических наук, зам.директора по горным работам ОАО «Бурятзолото»,
 Рубцов Л.Г. – кандидат технических наук, заведующий кафедрой разработки месторождений полезных ископаемых Иркутского государственного технического университета.

Статья представлена Иркутским государственным техническим университетом.

УДК 622.272

**А.М. Павлов, Е.А. Мильшин, Е.Л. Сосновская,
О.В. Зотеев, Л.И. Сосновский, В.А. Филонюк**

**ПАРАМЕТРЫ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ
КРУТОПАДАЮЩИХ ЖИЛ В УСЛОВИЯХ КРАЙНЕ
НЕРАВНОМЕРНОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ЗАПАСОВ
МЕТАЛЛА В НЕДРАХ НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ
ЗУН-ХОЛБИНСКОГО ЗОЛОТОРУДНОГО
МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

Зун-Холбинское золоторудное месторождение представлено крутопадающими жилами. Запасы металла в жилах распределены крайне неравномерно, контакты жил с вмещающими породами нечеткие и определяются по данным опробования. Жилы разрабатываются системой разработки с магазинированием руды (10 %), системой с креплением выработанного пространства (33 %), слоями с твердеющей закладкой (57 %). Последние две системы характеризуются высокой трудоемкостью и себестоимостью добычи руды и применяются, в основном, при выемке богатых участков. Глубина разработки достигла 1000 м. На больших глубинах действуют высокие гравитационно-тектонические напряжения и вызывают вредные проявления горного давления в виде отслоения и обрушения блоков пород висячего и лежащего блоков жил [1].

В процессе исследований горного давления авторами обоснована методика оконтуривания рудных залежей с учетом дискретного распределения запасов в недрах [2]. Методика позволяет оконтуривать рудные тела мощ-

ностью 3-8 м, включая как богатые, так и сравнительно бедные участки оруденения. При такой мощности представляется возможность отказаться от систем с селективной выемкой руды со шпуровой отбойкой и применить системы с валовой отработкой руды со скважинной отбойкой. При этом достигается более высокая производительность труда и полнота выемки запасов металла из недр.

На руднике разработана система подэтажных штреков со скважинной отбойкой руды (рис. 1). Авторами научно обоснованы параметры этой системы разработки.

Вначале определили высоту подэтажа из расчета создания необходимого компенсационного пространства по известной методике Слесарева В.Д. с учетом коэффициента разрыхления, равного 1,5 [3,4]. Высота подэтажа составила 9 м.

Выемку запасов планируется производить лентами длиной 10-25 м. Оценим напряжение в стенке камеры по формуле [4]

$$\sigma_c = (\kappa_{sc} \cdot \sigma_6 + \kappa_{zc} \cdot \sigma_z) \cdot K_{об}, \quad (1)$$

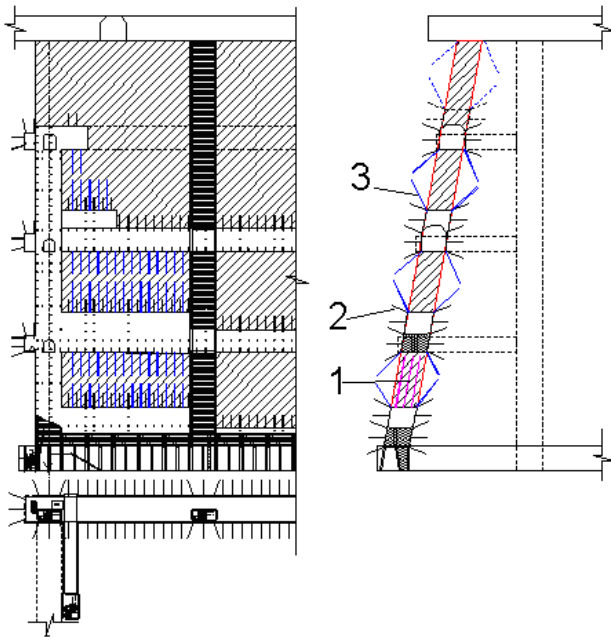


Рис. 1. Система подэтажных штреков со скважинной отбойкой руды: 1 - скважина; 2 - СПАК; 3 - штанговый шпур

где σ_c - напряжения в стенке камеры, МПа; σ_b , σ_r - напряжения в нетронутом массиве (первоначальные), действующие соответственно вертикально и горизонтально, МПа; K_{bc} , K_{rc} - коэффициенты концентрации напряжений от действия вертикальных и горизонтальных единичных нагрузок в стенке камеры, $K_{об}$ - коэффициент, учитывающий фактор объемности (трехмерности) геомеханической задачи.

Вычислим значение $K_{об}$ по методике проф. Зубкова А.В. по формуле [4]

$$K_{об} = 1 - e^{-L_n / L_{пр}}, \quad (2)$$

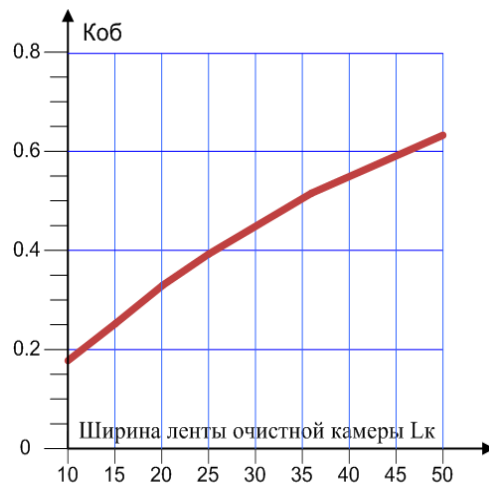
где $L_{пр}$ и L_n - размеры выработанного пространства, соответственно, по простиранию и падению рудного тела, м.

Рис. 2. Зависимость изменения коэффициента, учитывающего объемность (трехмерность) геомеханической задачи от ширины ленты очистной камеры

По данным вычислений по формуле 2 построен график зависимости коэффициента объемности от ширины ленты очистной камеры (рис. 2).

Анализ зависимости (см. рис. 2) позволяет отметить, что при ширине ленты 15 м $K_{об}=0,26$, что меньше $K_{об}=0,63$ для ширины камеры, равной 50 м. Это означает, что напряжения в стенке камеры в первом случае в 2,4 раза меньше, чем при выемке камеры на всю ширину. Следовательно, при ширине ленты 15 м устойчивость пород будет значительно выше.

Произведем количественную оценку напряжений в стенке камеры выемочной мощностью 3 м при различной ширине ленты при ее выемке на всю высоту этажа (50 м) по формуле 1 (рис. 3).



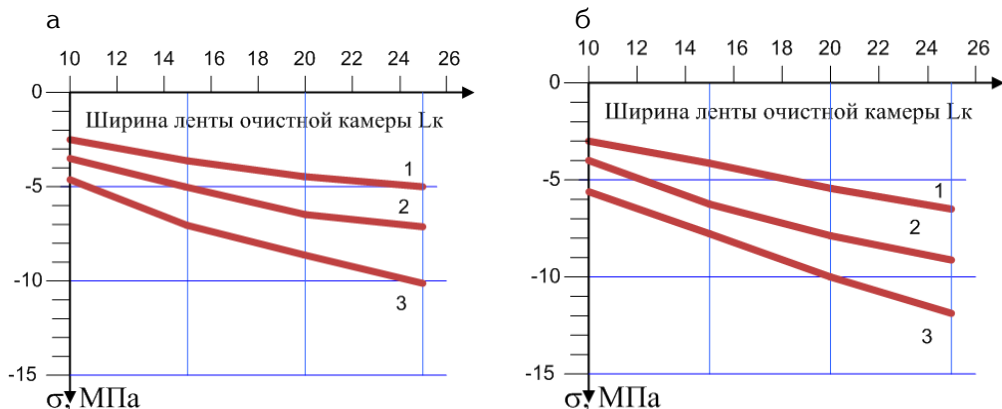


Рис. 3. Зависимости изменения напряжений в стенке камеры в высоконапряженных зонах (а) и средненапряженных зонах (б): 1-3 – на глубинах, соответственно, 600, 800, 1000 м

Анализ установленных зависимостей позволяет отметить, что на больших глубинах – 600÷1000 м напряжения в стенках камеры невелики и не превышают минус 12 МПа (сжатие пород). Породы висячего и лежащего бока должны находиться в устойчивом состоянии.

В процессе исследований изучены закономерности напряженно-деформированного состояния подрабатываемого массива горных пород на основе математического моделирования методом конечных элементов ИГД УрО РАН (проф. Зотеев О.В.).

Моделирование распределения напряжений в окрестности подэтажных штреков велось для трех мощностей рудных тел: 3 м, 5 м и 8 м. Высота моделируемых подэтажных штреков при этом составляла 4 м (одна заходка), 6 и 9 м (сдвоенные заходки). Результаты расчетов получены в виде эпюр и числовых значений напряжений на контурах штреков, а также в виде зон растягивающих напряжений в приконтурной части штреков. В качестве примера приведены результаты моделирования напряженно-деформированного состояния камеры с пролетом 8 м. (рис. 4.)

Анализ результатов позволяет утверждать, что при высоте подэтажного штрека, превышающей его ширину в 1,5 и более раза, в стенках выработки развиваются высокие растягивающие напряжения субвертикального направления. Образование таких напряжений приводит к формированию субгоризонтальных трещин, подсекающих естественную слоистость вмещающих пород, что, в свою очередь, приводит к интенсивному заколообразованию. Кроме того, большая высота выработок малой ширины приводит к концентрации сжимающих напряжений в кровле и почве (до 100 и более МПа при прочности пород на сжатие на малой базе до 60-80 МПа), что должно интенсифицировать образование трещин скола и растрескивание кровли выработок.

Проходка камер малой высоты при большой мощности рудной зоны напротив не должна вызывать больших осложнений: напряжения распределяются по контуру равномерно. Возможно только самопроизвольное осыпание обломков с кровли выработки, что может быть предотвращено своевременной оборкой заколов и прида-

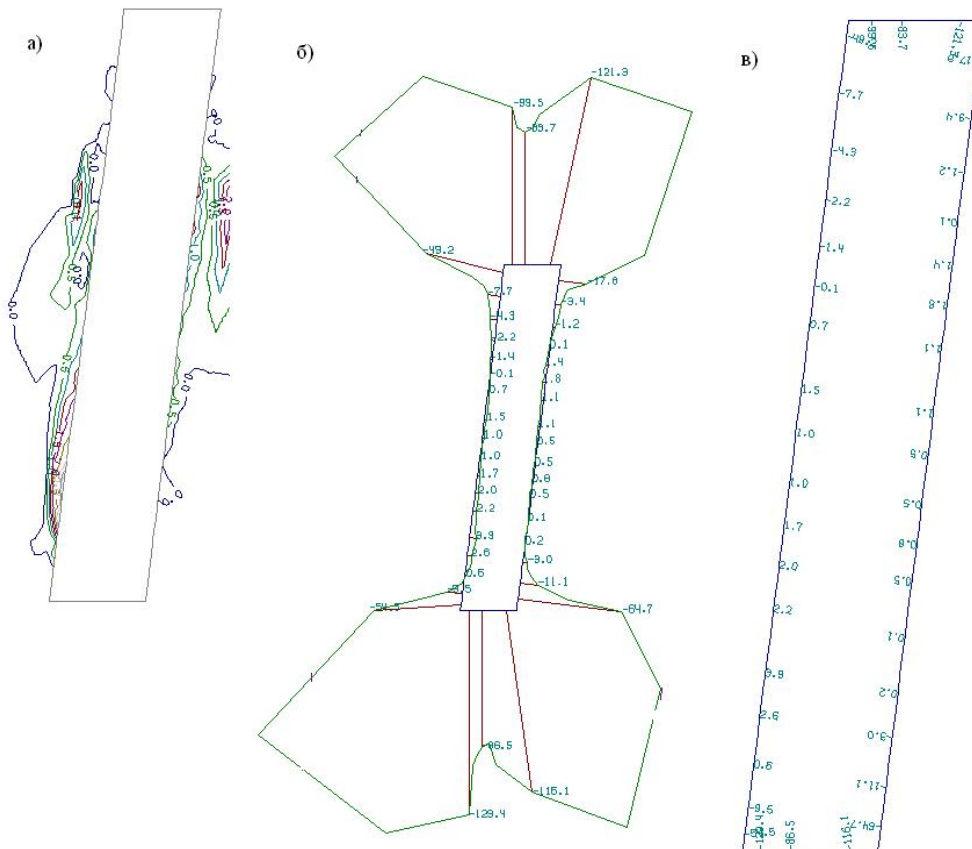


Рис. 4. Положение зон растягивающих напряжений (а), эпюра (б) и значения (в) напряжений (б) на контуре отработанной камеры с пролетом 8 м

нием кровле сводчатой формы с небольшим (0,5 м) ее подъемом в центральной части.

Таким образом, по условиям сохранности подэтажных штреков и обеспечению безопасности проведения в них буровых работ наиболее оптимальным является применение рассматриваемой системы на рудных зонах мощностью 5 м и более.

При необходимости отработки маломощных жил именно системой подэтажных штреков наиболее оптимальным является уменьшение высоты штреков до 4–5 м, что приводит к увеличению длины буровых

скважин. Также необходимым является увеличение до длины анкерного крепления до 3 м, придание кровле выработок шатровой (остроугольной) формы и ее торкретирование для снижения заколообразования и предотвращения самопроизвольных вывалов.

Установлено, что при увеличении высоты камеры без изменения ее ширины в поле напряжений, характерном для Холбинского рудника, приводит к резкому возрастанию величины растягивающих напряжений в стенках камер и увеличению сжимающих напряжений в их кровле.

Максимальных размеров зона растягивающих напряжений достигает при наименьшей вынимаемой мощности (3 м), а максимальные значения растягивающих напряжений приурочены к верхней и нижней третям камер. При этом увеличение вынимаемой мощности прямо пропорционально снижению величины растягивающих напряжений (от 10,4 МПа при вынимаемой мощности 3 м до 3,3 МПа при вынимаемой мощности 8 м).

Очевидно, что при отсутствии крепления или упрочнения массива объем обрушений в камеру при условии непрерывного выпуска из нее достигнет 150-200% от вынимаемого объема при пролете камеры 3 м и 60% объема при пролете камеры 8 м.

Влияние верхнего выработанного пространства на массив нижнего этажа проявляется в дополнительной концентрации напряжений, распределяющейся: на 8 м по падению при мощности залежи $m=3$ м; на 11 м при $m=5$ м; на 13 м при $m=8$ м.

Следовательно, все подэтажные выработки практически находятся вне зоны влияния верхних горизонтов. Наибольшие изменения в распределении напряжений не превышают 10% и приурочены к самому нижнему подэтажному штреку.

Влияние отработанных горизонтов проявляется прежде всего в "отжиме" зоны растягивающих напряжений в нижнюю часть камеры практически без увеличения величины напряжений. При этом размеры зон растягивающих напряжений, а значит и объемы возможных обрушений в отрабо-

тываемые камеры, снижаются. Исключение составляет маломощная рудная зона (до 3 м), для которой уменьшения размеров зоны растягивающих напряжений не происходит.

По данным моделирования установлено, что толщина зоны растягивающих напряжений, определяющая необходимую длину анкеров, остается практически неизменной и не превышает 1-1,5 м. Маркшейдерской службой рудника отмечены факты отслоения пород стенок камер этих же размеров, что подтверждает результаты теоретических исследований.

На руднике зоны растягивающих напряжений планируется вести сталеполимерной штанговой крепью или штанговыми шпурами (см. рис. 1). Крепь должна удерживать призму обрушения. Силу, развиваемую призмой обрушения в плоскости сдвига под углом сдвижения β к горизонту (рис. 5) можно определить

$$K = T - R, \quad (3)$$

где K - сила, развиваемая призмой обрушения; T - сдвигающая сила; R - сила трения на поверхности ослабления.

Параметры T и R определяются по формулам

$$T = P \cdot \sin \beta; \quad (4)$$

$$R = P \cdot \cos \beta \cdot \operatorname{tg} \rho, \quad (5)$$

где P - вес пород призмы обрушения, т; β - угол сдвижения, град.; ρ - угол внутреннего трения пород, град.

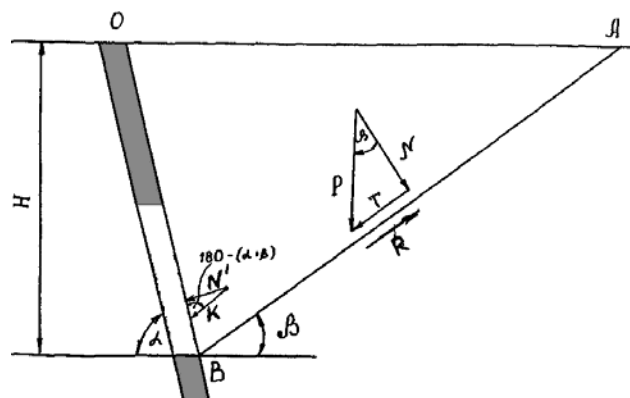


Рис. 5. Схема к расчету сил, действующих на штанговую крепь

$$P = \frac{1}{2} \cdot \left(\frac{a_{обр}}{\operatorname{ctg} \alpha} \right)^2 \cdot \gamma \cdot \left(\frac{1}{\operatorname{tg} \beta} - \frac{1}{\operatorname{tg} \alpha} \right), \quad (6)$$

где $a_{обр}$ – ширина слоя обрушения пород, м; γ – плотность пород, т/м³; α – угол падения рудного тела, град.

Расчетную нагрузку, действующую по нормали к очистной камере, определяем из выражения

$$N = K \cdot \sin[180^\circ - (\alpha + \beta)]. \quad (7)$$

Для условий Зун-Холбинского месторождения $a_{обр} = 1,5$ м; $\gamma = 2,67$ т/м³; $\beta = 70^\circ$; $\alpha = 80^\circ$; $\rho = 30^\circ$. Вес призмы обрушения составит 18 т/м, параметры Т и R равны соответственно 17

т/м и 3,55 т/м. Сила, развиваемая призмой обрушения К, равна 13,45 т/м. Расчетная нагрузка, действующая по нормали к очистной камере – 6,7 т/м.

В случае необходимости крепления тросами длиной до 5 м в расчетах рекомендуется использовать коэффициент запаса, равный 3. По данным расчетных нагрузок призмы обрушения представляется возможным произвести расчет крепи по известным методикам.

Основные выводы и рекомендации исследований приняты к внедрению и использованы в проектах отработки опытных блоков на Холбинском руднике.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Павлов А.М. Геомеханическое обоснование от селективной к валовой выемки сближенных рудных тел на Зун-Холбинском месторождении / А.М. Павлов, Е.А. Мильшин, Л.И. Сосновский // Горный информационно-аналитический бюллетень - 2008. - №5. - С..
2. Филонюк В.А. Причины систематического неподтверждения оценок качества руды по данным эксплоопробования на Зун-Холбинском руднике и обоснование методики достоверного определения среднего содержания золота в руде планировании добычи / В.А. Филонюк, А.М. Павлов, Е.А. Мильшин, Л.И. Сосновский // Информационно-рекламный бюллетень «Золотодобыча» института Ирриредмет. - 2008. - № 120. - С. 19-23.
3. Галаев Н.З. Основные направления в совершенствовании разработки нижних горизонтов апатитовых рудников / Н.З. Галаев, В.И. Крапивин // Горный журнал. - 1971. - №4. - С. 43-46.
4. Технология разработки золоторудных месторождений / В.П. Неганов, В.И. Коваленко, Сосновский Л.И. и др.; под редакцией Неганова В.П. - М. Недра, 1995. - 336 с. **ГИАБ**

Коротко об авторах

Павлов А.М. – кандидат технических наук, зам. директора по горным работам, технический директор ОАО «Бурятзолото»,
Мильшин Е.А. – главный маркшейдер рудника Холбинский ОАО «Бурятзолото»,
Сосновская Е.Л. – кандидат геолого-минералогических наук, доцент кафедры общетехнических дисциплин Иркутского государственного технического университета,
Зотеев О.В. – доктор геолого-минералогических наук, профессор, генеральный директор ИЭЦ ИГД УрО РАН
Семенов Ю.М. – начальник технического отдела ОАО «Бурятзолото»,
Сосновский Л.И. – доктор технических наук, профессор кафедры разработки месторождений полезных ископаемых Иркутского государственного технического университета,
Филонюк В.А. – доктор геолого-минералогических наук, профессор кафедры геологической съемки, поисков и разведки месторождений полезных ископаемых Иркутского государственного технического университета.

Статья представлена Иркутским государственным техническим университетом.

УДК 622.272

**Е.Л. Сосновская, В.А. Вицинский, Л.И. Сосновский,
В.А. Филонюк, А.Н. Авдеев, А.А. Жуков**

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНОЙ
ГЕОТЕХНОЛОГИИ КРУТОПАДАЮЩИХ СБЛИЖЕННЫХ
ЖИЛ НОВО-ШИРОКИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

На стадии проектирования и строительства подземных рудников важно для безопасной и эффективной эксплуатации своевременно определять параметры геотехнологий с учетом геологических и геомеханических условий горных массивов. Авторами указанные вопросы решались на Ново-Широкинском месторождении.

Ново-Широкинский рудник планируется ввести в эксплуатацию в 2009 г. Рудные тела представлены сближенными залежами сульфидных и окисленно-сульфидных руд, содержащих золото, цинк, свинец и другие металлы. Вмещающие породы – метаморфизованными андезитами. Породы и руды характеризуются следующими физико-механическими свойствами. Средняя плотность составляет 28-50 кг/м³, предел прочности на сжатие в образце – 107,2 МПа, на растяжение – 11,9 МПа.

В процессе исследований определены натурными измерениями методом шелевой разгрузки по методике ИГД УрО РАН [1] первоначальные напряжения горного массива (табл. 1). Установлено, что в пределах уровня до подошвы горы (глубина разработки 70-220 м) максимальные напряжения действуют вертикально. Горизонтальные напряжения составляют 0,7-0,8

от вертикальных. Обосновано, что ниже подошвы горы на глубинах 220-620 м напряженное состояние горного массива изменяется. Вертикальные напряжения и горизонтальные напряжения, действующие по простиранию рудных тел (продольные) примерно равны. Горизонтальные напряжения, направленные вкрест простирания рудных тел (поперечные) в 1,6 выше вертикальных.

Величины напряжений можно определить по формулам

$$\sigma_v = \gamma H; \sigma_{пр} = 1,0 \cdot \gamma H; \sigma_{п} = 1,6 \cdot \gamma H, \quad (1)$$

где σ_v – вертикальные напряжения, МПа; γ – плотность пород и руд, МН/м³; H – глубина горных работ, м; $\sigma_{пр}$ – продольные напряжения, МПа; $\sigma_{п}$ – поперечные напряжения, МПа.

По данным моделирования способом фотоупругости по методике ИГД УрО РАН определены величины коэффициентов концентрации в опасных участках отработки сближенных рудных тел. [1] Схемы моделей представлены на рис. 1. Модель 1 производилась для условий совместной отработки рудных тел мощностью 10 м при высоте этажей 50 м. Модель 2 – для отдельной выемки жил с междужилым целиком 10 м. Модель 3 для тех же условий с междужилым целиком 20 м. Графики распределения

Таблица 1

Данные первоначальных напряжений горного массива для расчёта параметров конструктивных элементов систем разработки для глубин 70-620 м

Глубина разработки от поверхности, м	Значения напряжений, МПа		
	Вертикальное σ_v	Продольное $\sigma_{пр}$	Поперечное σ_n
70	-2,0	-1,4	-1,6
120	-3,4	-2,4	-2,7
170	-4,8	-3,4	-3,8
220	-6,3	-4,4	-5,0
270	-7,7	-7,7	-12,3
320	-9,1	-9,1	-14,6
370	-10,5	-10,5	-16,9
420	-12,0	-12,0	-19,2
470	-13,4	-13,4	-21,4
520	-14,8	-14,8	-23,7
570	-16,3	-16,2	-26,0
620	-17,7	-17,7	-28,3

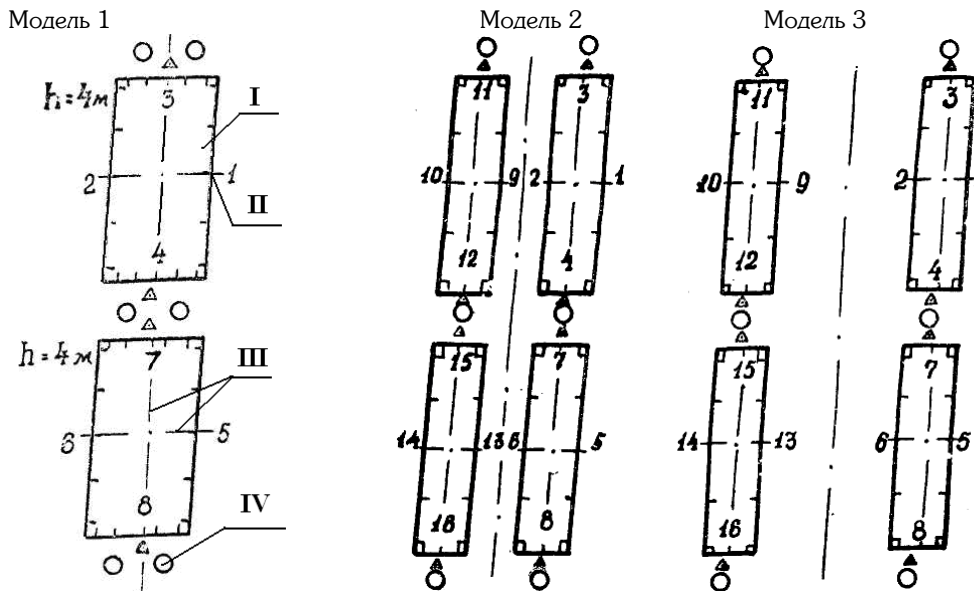


Рис. 1. Схемы моделей отработки сближенных рудных тел: I-камера; II-точка измерения и ее номер, III – ось симметрии, IV – штрек

коэффициентов концентрации напряжений представлены на рис. 2.

На основе значений первоначальных напряжений и их коэффициентов концентрации определены напряжения при отработке сближенных рудных тел в опасных участках кровли

верхней и почвы нижней камер, междуэтажных целиков, крайних и сближенных стенок камер в зависимости от толщины междужильного целика l_g . Напряжения в опасных участках камер и целиков рассчитывались из выражения

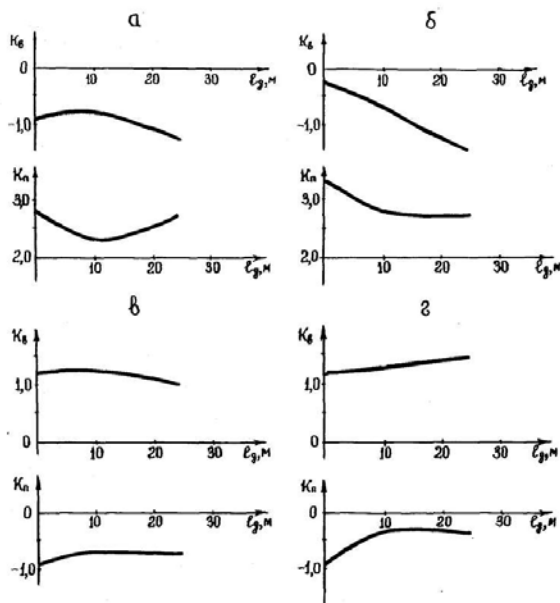


Рис. 2. Графики распределения коэффициентов концентрации K_v и K_n при отработке сближенных рудных тел в опасных участках кровли верхней и почвы нижней камер (рис. 1 а, точки 3,8,11,16), междуэтажных целиков (рис.1 б, точки 4,7,12,15), крайних (рис. 1 в, точки 1,10,5,14) и сближенных стенок камер (рис. 1 г, точки 2,9,6,13) в зависимости от толщины междужильного целика l_p (рис. 1, модели 1-3).

$$\sigma = K_v \cdot \sigma_v + K_n \cdot \sigma_n, \quad (2)$$

где σ - напряжения в опасном участке выработки, МПа; K_v , K_n - коэффициенты концентрации напряжений от действия вертикальных и горизонтальных единичных нагрузок.

По данным расчетов строились графики напряжений (рис. 3). При сравнительной оценке расчетных напряжений с допустимыми оценивалось устойчивое состояние конструктивных элементов разработки сближенных рудных тел. Допустимые напряжения определялись из уравнения

$$\sigma_{доп} = \frac{\sigma^{об} \cdot K_c}{K_{дл}}, \quad (3)$$

где $\sigma^{об}$ - предел прочности на сжатие или растяжение горных пород в образце, МПа; K_c - коэффициент структурного ослабления; $K_{дл}$ - коэффициент длительной прочности.

Коэффициент структурного ослабления определялся по методике ВНИИ-МИ. Коэффициент длительной прочности - Института физики и механики горных пород АН Киргизстана [2].

Анализ установленных зависимостей распределения напряжений на контуре камер и целиков позволяет отметить следующее.

Кровля верхней и почва нижней камер до глубины 400 м характеризуются устойчивым состоянием при различной ширине междуэтажного целика. (см. рис. 3, а) При увеличении глубины разработки более 400 м они будут неустойчивы. Принимаемые при моделировании высоты потолочины и надштрекового целика, равные 3 м, очевидно, будут обеспечивать устойчивость до горизонта 400 м.

Междуэтажный целик, равный 9 м будет устойчив до глубины 400 м (см. рис. 3, б). Крайние стенки камер также будут устойчивы до глубины 400 м (рис. 3, в).

Междуэтажный целик оценивается расчетными напряжениями меньшими допустимых значений даже при больших глубинах (до 600 м и более). Толщину междужильного целика рекомендовано принимать не на основе оценки напряжений в нем, а по оценке его устойчивости от влияния взрывных работ. По опыту работ на золоторудных месторождениях при

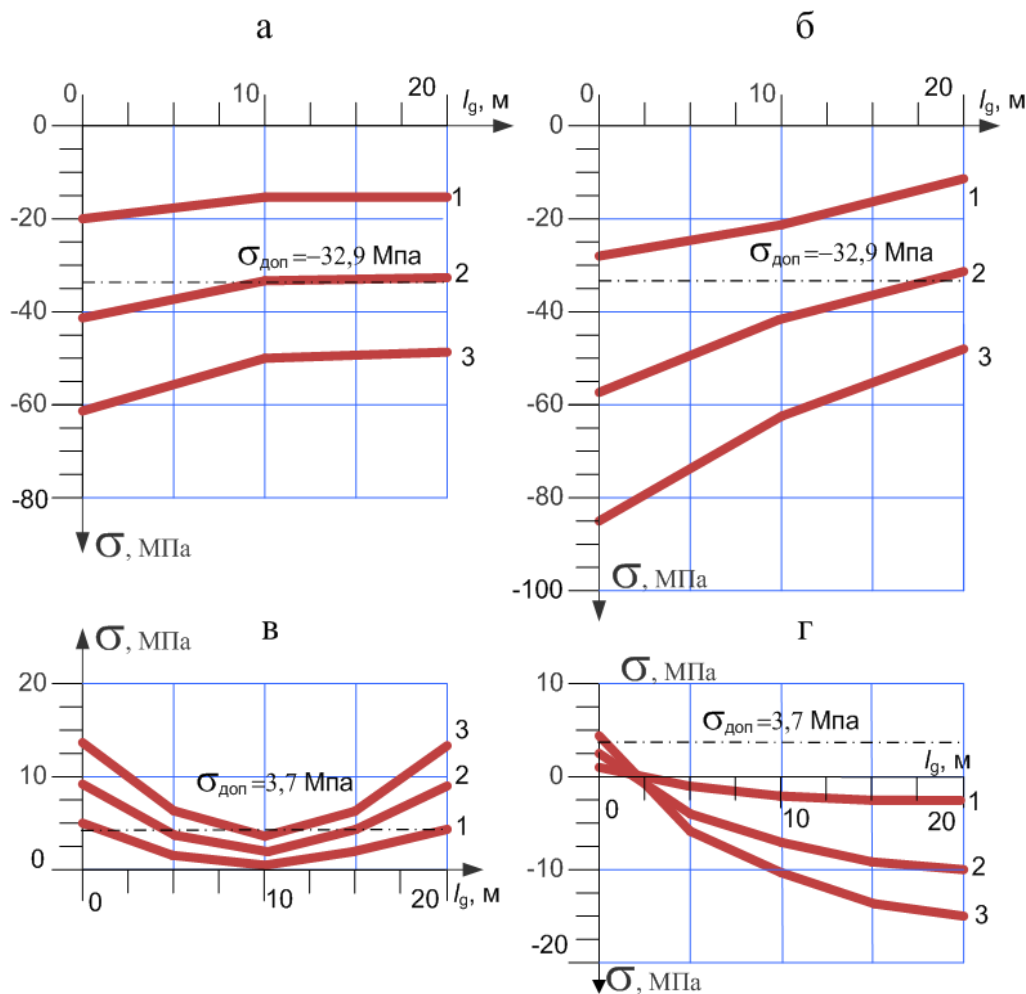


Рис. 3. Графики напряжений в опасных участках сближенных рудных тел: в кровле верхней и почве нижней камер (а), междуэтажного целика (б) и, крайних (в) и сближенных (г) стенок камер в зависимости от толщины междужильно целика: 1, 2, 3 – соответственно на глубинах 200 м, 400 м, 600 м

мелкошпуровой отбойке он может составлять не менее 3 м, при скважинной – 5 м. [2]

Для условий разработки на глубинах 400 м и более необходимо разрабатывать мероприятия по разгрузке напряжений в целиках и стенках камер или переходить на геотехнологии безцеликовой выемки запасов сближенных жил.

Основные выводы и рекомендации исследований использованы при разработке Временных указаний по управлению геомеханическими процессами и по определению параметров конструктивных элементов систем разработки на Ново-Широкинском месторождении.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Влох Н.П.* Управление горным давлением на подземных рудниках / Н.П. Влох. – М.: Недра, 1994. – 208 с.
2. *Технология* разработки золоторудных месторождений / В.П. Неганов, В.И. Коваленко, Сосновский Л.И. и др.; под редакцией Неганова В.П.- М. Недра, 1995. – 336 с.

ГИАБ

Коротко об авторах

Сосновская Е.Л. – кандидат геолого-минералогических наук, доцент кафедры общетехнических дисциплин Иркутского государственного технического университета,
Вишинский В.А. – технический директор ООО «Русдрагмет»,
Сосновский Л.И. – доктор технических наук, профессор кафедры разработки месторождений полезных ископаемых Иркутского государственного технического университета,
Филонюк В.А. – доктор геолого-минералогических наук, профессор кафедры геологической съемки, поисков и разведки месторождений полезных ископаемых Иркутского государственного технического университета,
Авдеев А.Н. – доцент кафедры горных машин Иркутского государственного технического университета,
Жуков А.А. – старший преподаватель кафедры разработки месторождений полезных ископаемых Иркутского государственного технического университета,

Статья представлена Иркутским государственным техническим университетом.



ДИССЕРТАЦИИ

ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ

Автор	Название работы	Специальность	Ученая степень
МОСКОВСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ			
ВАЛУЕВ Андрей Михайлович	Применение формализма гибридных систем в моделях управления переключаемыми производственными процессами (с приложениями к задачам горной промышленности)	05.13.18	д.ф.-мат.н.
КУЗЬМИН Александр Владимирович	Повышение эффективности обогащения углей на основе применения вакуумно-пневматического способа сепарации	25.00.13	к.т.н.