

УДК 622.831; 622.2; 622.235

**А. А. Еременко, В. И. Куликов, А. И. Гончаров, С.К. Шултаев**

## **ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ СЛЕПОГО РУДНОГО ТЕЛА НА ШЕРЕГЕШЕВСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ\***

*Выполнен анализ буровзрывных работ при отработке блоков на Шерегешевском месторождении. Установлены оптимальные расходы ВВ на отбойку и вторичное дробление руды. Определены зоны распределения балльности при взрыве блока в слепом рудном теле.*

*Ключевые слова: руда, взрывчатое вещество, удельный расход, динамические и сейсмические явления, замедление, месторождение.*

**Ш**ерегешевское месторождение относится к контактово-метасоматическому типу и по происхождению связывается с интрузией сиенитов. В настоящее время появляются представления также о сингенетичном с вмещающей вулканогенно-осадочной толщей генезисе руд. Рудное поле месторождения представляет собой мощную рудно-скарновую зону субширотного простирания длиной более 2 км и имеющую на различных участках мульдообразное флексуорообразное строение. Руды месторождения — магнетитовые. Вмещающие породы состоят из скарнов, альбитофиоров, порфириров, сиенитов, мраморизованных известняков и гранитов. Рудные тела линзообразные с крутым углом падения мощностью от 2 до 100 м. Для месторождения характерен флексурный подворот восточного крыла синклинальной складки, сопровождающийся системой разрывов, секущих трещин и трещин отслоения [1—3].

В рудной зоне семь участков: четыре отрабатываются (Болотный,

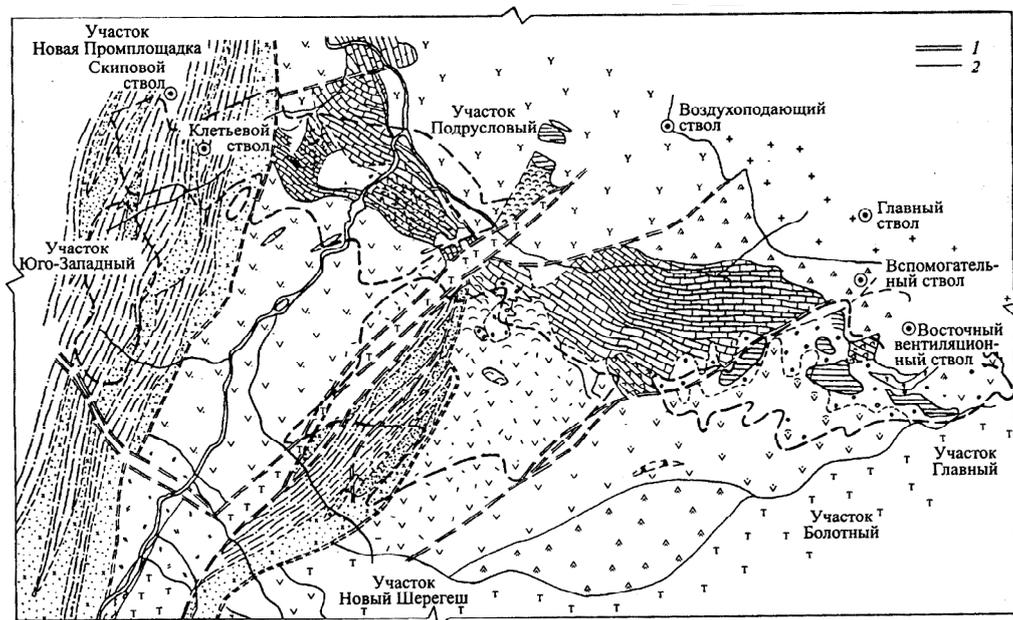
Главный, Новый Шерегеш, Подрусловый). Месторождение разведано на глубину до 1 км. На горизонтах (+325 м и ниже) Главного участка общее падение рудной зоны составляет 50-60°. Мощность рудной зоны — 160-180 м.

На Болотном участке рудная зона падает под углами 55-60°. Основная часть запасов заключена в двух рудных телах вытянутой формы, расположенных примерно параллельно друг другу. Мощность их колеблется от 5 до 45 м. Со стороны лежачего бока на расстоянии 5-10 м от рудного тела находится крупное тектоническое нарушение с углом падения 85° (рис. 1).

На участке Новый Шерегеш рудная зона падает в среднем под углом 40-45°. На участке насчитывается более 10 рудных тел мощностью от 2 до 90 м, основная их часть расположена в интервале горизонтов 325 и 45 м.

На Подрусловом участке падение рудной зоны составляет 40-45°. Верхняя кромка рудных тел расположена в 300 м от поверхности. По падению рудные тела вытягиваются на

\* Работа проводилась при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации.



**Рис. 1. План поверхности Шерегешевского месторождения. 1 — тектонические разломы; 2 — геологические нарушения**

600 м. Мощность их колеблется от 2 до 40 м, средняя — 10 м (средняя горизонтальная мощность 25 м). Волнистый характер формы отдельных рудных тел приводит к тому, что угол падения их изменяется от 10 до 80°. Основная часть запасов на участке расположена в интервале горизонтов 255 и -165 м.

Рудная зона на участке Новая Промплощадка имеет общее падение под углами 25—30°. Мощность ее составляет около 160 м. Верхняя его кромка расположена на глубине 700 м от земной поверхности. По падению длина рудного тела составляет 400 м.

Шерегешевское месторождение вскрыто четырьмя стволами (рис. 1). Стволы Главный и Восточный до гор. 325 м служат для спуска и подъема людей, материалов и руды. Ствол Вспомогательный пройден до гор. 395 м и используется для спуска материалов в шахту.

На Шерегешевском месторождении горные работы проводятся на шести горизонтах в шахте (гор. 525÷115 м). Очистные работы достигли глубины 470 м, горнокапитальные — 600 м. В течение года на месторождении проходится свыше 2000 м подготовительных и более 12500 нарезных выработок, добывается более 3 млн т руды.

Технологические блоки на Шерегешевском месторождении обрабатываются системой этажного принудительного обрушения и этажно-камерной с отбойкой руды на компенсационные камеры и зажатую среду. Длина блоков составляет 75—110 м; ширина — 27—80 м; высота — 70—150 м. Высота днища блока равна 13 м. Массив блока подсекается выпускными воронками и траншеями, которые создаются взрыванием вееров скважин диаметром 105 мм из подсечных траншейных ортов. Взрывание вееров

скважинных зарядов ВВ производится на разрезные шели.

Отрезка от массива рудной залежи осуществляется компенсационными камерами круглого или эллипсоидного сечения. Для устойчивости блоков между камерами оставляются целики, которые ликвидируются при массовом взрыве. Компенсационные камеры выполняются взрыванием пучковых сближенных зарядов ВВ на отрезные выходящие выработки [4]. Выпуск, доставку и погрузку руды ведут вибрационными доставочно-погрузочными установками ВДПУ-4ТМ.

В течение одного года производится 3-4 массовых взрыва с сейсмической энергией, равной  $10^8$ - $10^9$  Дж. При данной технологии достигалась производительность подземного рабочего 21 т/см.

Исследованиями ВостНИГРИ установлено, что максимальное главное напряжение на Шерегешевском месторождении имеет северо-западное направление (азимут линии действия  $345^\circ$ ) и в 2,8-3 раза превышает вес столба налегающих пород. На глубине 518 м (гор. 115 м) абсолютное значение сжимающего максимального главного напряжения составляет – 39ч22 МПа. На гор. 255 м максимальное напряжение имеет также северо-западное направление (азимут  $325^\circ$ ) и по абсолютной величине достигает –25,8ч–22,2 МПа [5].

Анализ результатов измерений показывает, что на Шерегешевском месторождении также имеют место резко повышенные значения горизонтальных напряжений сжатия ( $\sigma_1$  и  $\sigma_2$ ). Суммарные горизонтальные напряжения ( $\sigma_1 + \sigma_2$ ) на гор. 115 м ( $H = 518$  м) и гор. 225 м ( $H = 378$  м) составляют соответственно –062 и –49,6 МПа. Динамические явления происходят в виде микроударов,

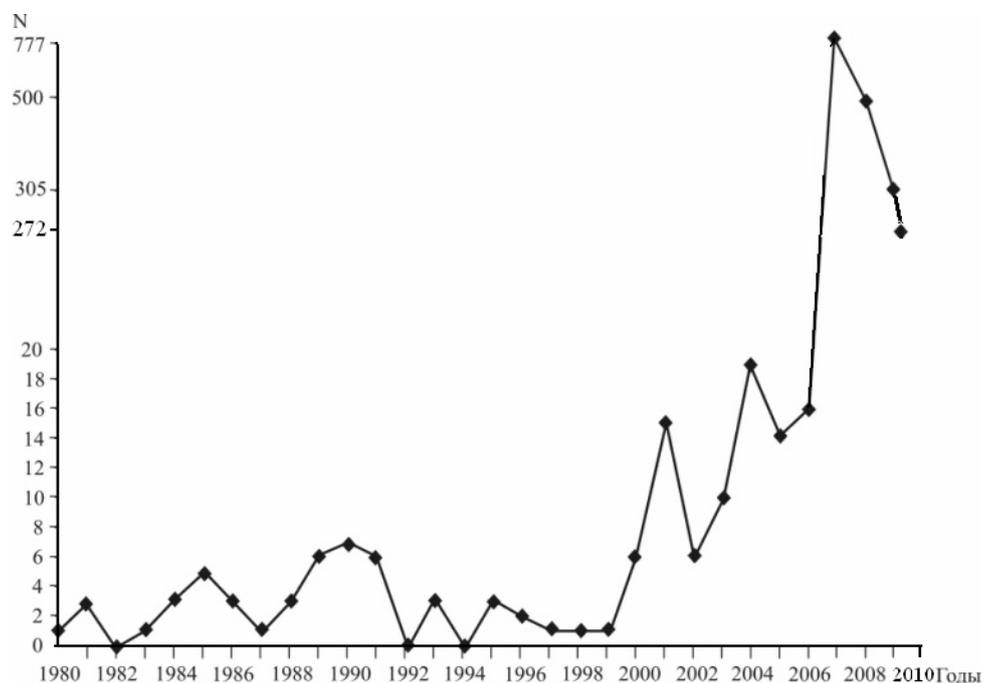
толчков и интенсивного заколообразования. Всего за 2010 год было принято и обработано 26934 сигнала, из них 272 сейсмособытия в виде толчков в основном на участке Главный и Болотный (рис. 2).

Проведен анализ по ряду блоков и экспериментальные исследования по установлению влияния массы зарядов ВВ на сейсмическую энергию взрывов и динамических явлений за период с 2007 по 2011 г. Регистрация сейсмических событий осуществлялась микросейсмическим методом на базе сейсмостанций «Таштагол» и «Шерегеш».

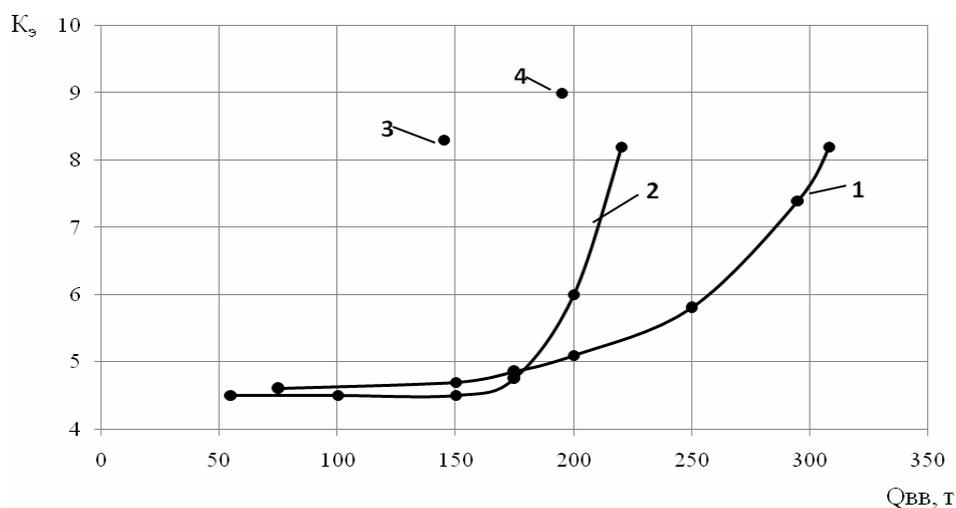
Блоки обрабатывались на участках Главный (№№ 9 (1 очер.), 55-54, 9 (2 очер.), 53, 52, 52 (2 очер.), в этажах 185-255-325 м), Новый Шерегеш (№№ 290, 22-23, 28, 290 (2 очер.), 29, 34, 34 (2 очер.) в этаже 185-255, 263-350, 255-325 м), Подрусловый (№№ 3 в этаже 185-255 м).

Толчки происходили после взрывов через несколько секунд, часов, суток, причем сейсмическая энергия взрывов изменялась от  $10^4$  до  $10^8$  Дж, динамических явлений в форме толчков — от 10 до  $10^2$  Дж. На рис. 3 представлена зависимость между энергетическим классом взрывов и массой зарядов ВВ за период с 2007 по 2011 г. Из рис. 3 видно, что при увеличении массы ВВ от 68 до 334 т наблюдается рост показателя энергетического класса взрывов от 4,3 до 8,5.

На участке Главный  $K_3$  колеблется от 4,4 до 8,5, масса зарядов ВВ изменяется от 71 до 334 т. При этом произошли толчки с сейсмической энергией  $10^2$  Дж. Следует отметить, что при взрывании зарядов ВВ с массой ВВ от 250 до 330 т произошел рост  $K_3$  от 5,5 до 8,5. Ранее, за период от 1997 до 2006 г., реакция массива горных пород на участке Главный была ак-

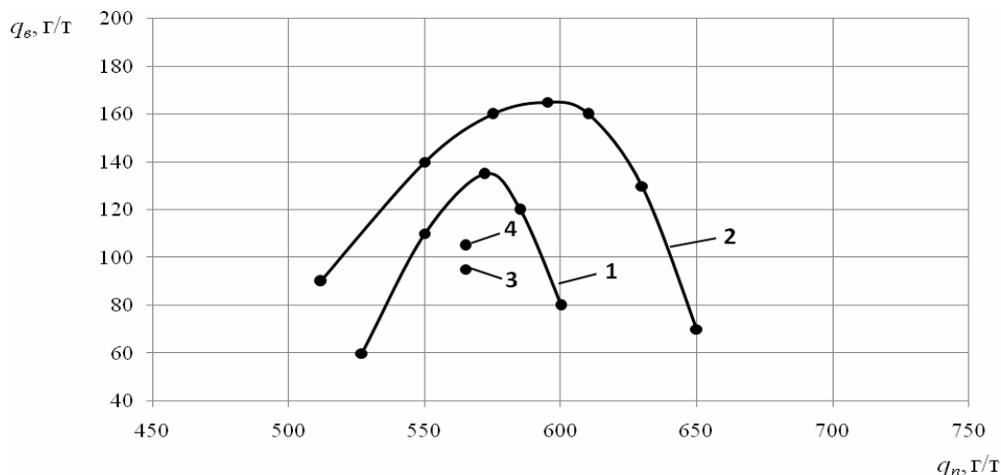


**Рис. 2. График количества случаев проявления горного давления. N — количество случаев**



**Рис. 3. Изменение энергетического класса ( $K_3$ ) при взрыве блоков с различной массой ВВ ( $Q_{вв}$ ) на участках Главный (1), Новый Шергеш (2), Болотный (3) и Подрусловый (4) за период с 2007 по 2011 гг.**

тивнее. Так, при изменении массы ВВ от 20 до 700 т  $K_3$  колебался от 8,2 до 10,4, при этом произошло более 16 толчков и микроудар с энергетическим



**Рис. 4. Зависимость удельного расхода ВВ на вторичное дробление руды ( $q_b$ ) от удельного расхода ВВ на отбойку ( $q_n$ ) при взрывании на участках Главный (1), Новый Шерегеш (2), Болотный (3) и Подрусловый (4)**

классом, равным 3-9,4 и более. Динамические явления провоцировали обрушение горных пород и вспучивание почвы в выработках.

При проведении массовых взрывов на участке Новый Шерегеш  $K_3$  колеблется от 4,5 до 8,1/8,5, масса ВВ — от 68,5 до 217 т (рис. 3). В этот период зарегистрированы толчки с энергией  $10 \cdot 10^2$  Дж. За предыдущие 10 лет при изменении массы ВВ от 80 до 300 т  $K_3$  колебался от 8,2 до 9,4, при этом происходили толчки с энергией  $10^4 \cdot 10^7$  Дж, которые вызывали обрушение горных пород в выработках.

На участках Болотный и Подрусловый  $K$  составил соответственно 8,3 (при массе ВВ, равной 141 т) и 8,5 (195 т), при этом на участке Подрусловый произошел толчок с энергией 54 Дж. Ранее при взрывании блоков с массой ВВ от 180 до 309 т на участке Болотный зарегистрирован толчок с  $K = 5,6$ ; в выработках видимых нарушений не установлено.

Массовые взрывы по обрушению блоков (табл. 1) на различных участках проводились с удельным расходом

ВВ на отбойку ( $q_n$ ), равным 512-645 г/т, при этом удельный расход ВВ на вторичное дробление ( $q_b$ ) колебался от 66 до 208 г/т. Из рис. 4 видно, что обрушение блоков на участке Главный с  $q_n = 565-603$  г/т позволяет снизить  $q_b$  от 72 до 69 г/т, однако при взрывании с массой ВВ, равной 560-570 г/т  $q_b$  колеблется от 120 до 140 г/т. Увеличение массы ВВ ( $q_n$ ) более 570 г/т позволяет снизить  $q_b$  от 120 до 72 г/т. В сравнении с отработкой блоков за период с 1997 по 2006 гг. в последние годы удельный расход ВВ увеличился в 1,1-1,8 раза.

На участке Новый Шерегеш  $q_b$  колеблется от 90 до 170 г/т (208 г/т) при  $q_n$ , равным 528-650 г/т. Увеличение удельного расхода ВВ на отбойку от 528 до 600 г/т способствовало росту  $q_b$  от 90 до 170 г/т, а более 600 г/т позволило снизить  $q_b$  до 70 г/т. В целом с увеличением  $q_n$  на отбойку качественное дробление руды не достигается. При взрывании блоков на участках Болотный и Подрусловый с  $q_n$ , равным 568 и 560 г/т,  $q_b$  составил 86-105 г/т.

128 Таблица 1

**Показатели по массовым взрывам блоков на различных участках Шерегешевского месторождения**

Дата	№.№ блока. Горизонт,	Масса заряда, ВВ, т	Сейсмическая энергия взрыва, Дж	ЛНС, м		Расстояние между рядами групп зарядов ВВ с нумерацией их от зажимающей среды				Количество скважин в группе, шт., диаметром 105 мм	Коэф. сближения зарядов	Интервалы замедления зарядов, мс	Удельный расход ВВ на отбойку, кг/т	Удельный расход ВВ на вторичное дробление кг/т	Энергия динамических явлений, происходящих после взрыва, Дж
				Со стороны зажимающей среды $W_1$	Со стороны компенс. камеры $W_k$	$W_2$	$W_3$	$W_4$	$W_5$						
22.VII. 2007	2эт.Ючер. Бл.9, уч. Гл. в эт.255-325м	270,6	8,2/ $6,6 \times 10^8$	5,0	4,5	5,5	5,5	5,0	4,5	4-8	1,2	50-75-100-125-150-175-200-250-300-350-400-450-500	0,565	0,072	—
04.XI. 2007	С-В часть Бл.290 уч. Н.Ш. в эт.185-255м	173,6	8,5/ $7,1 \times 10^8$	5,0	5,0	5,5	5,5	5,0	5,0	4-7	1,1	25-50-75-100-125-150-175-200-250-300-350-400	0,528	0,149	—
20.I. 2008	Бл.55-54 уч. Гл. в эт.185-255м	334,3	8,4/ $6,9 \times 10^8$	5,5	5,0	6,0	5,0	6,0	5,0	5-9	1,1	25-50-75-100-125-150-175-200-250-300-350-400-450-500-750	0,544	0,078	—
23. III. 2008	1эт. Поч. Ю-3 Бл.9 уч. Гл. в эт.255-325м	90,8	7,7/ $5,9 \times 10^7$	4,0	5,0	5,0	5,0	-	-	5-13	1,2	25-50-75-100-125-150-175-200-250-300	0,538	0,101	—
25.V. 2008	Бл.22-23 уч. Н.Ш. в эт.263-350м	217,6	8,1/ $1,3 \times 10^8$	6,0	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0	4-10	1,1	25-50-75-100-125-150-175-200-250-300-350-400-450	0,631	0,148	—

06.VII. 2008	1эт. Поч. С- В Бл.9, уч. Гл. в эт.255- 325м	200,6	5,5/ 3,2x10 <sup>5</sup>	4,0	5,0	3,5	5,0	4,0	4,5	5-10	1,1	25-50-75-100- 125-150-175- 200-250-300- 350	0,603	0,121	—
10.VIII. 2008	Бл.2 уч. Бол. в эт.255-325м	141,3	8,3/ 2,0x10 <sup>8</sup>	4,0	4,5	5,0	5,0	5,0	5,0	3-13	1,1	25-50-75-100- 125-150-175- 200-250-300- 350-400-450- 500	0,568	0,086	—
12.X. 2008	Бл.3 уч. Подр. в эт.185- 255м	195,8	8,5/ 3,2x10 <sup>8</sup>	4,5	5,0	6,0	4,5	6,0	4,0	3-8	1,0	25-50-75-100- 125-150-175- 200-250-300- 350-400-450	0,560	0,105	5,4x10 <sup>1</sup>
10.I. 2009	Бл.28 уч. Н.Ш. в эт.255-325м	175,0	4,6/ 3,9x10 <sup>4</sup>	5,0	4,5	5,5	5,5	4,5	5,5	3-7	1,0	25-50-75-100- 125-150-175- 200-250-300- 350-400-450- 500-700	0,640	0,105	4,6x10 <sup>1</sup>
13.IX. 2009	Поч. Бл.290 уч. Н.Ш. в эт.185-255м	150,1	4,5/ 3,3x10 <sup>4</sup>	5,0	5,5	6,0	6,0	6,0	5,5	5-11	1,0	25-50-75-100- 125-150-175- 200-250-300	0,566	0,137	—
04.X. 2009	Бл.53 уч. Гл. в эт.185-255м	287,4	5,4/ 2,8x10 <sup>5</sup>	4,0	5,5	5,5	5,5	5,5	5,5	5-11	1,1	25-50-75-100- 125-150-175- 200-250-300- 350-400-450	0,583	0,081	1,4x10 <sup>2</sup>
06.VI. 2010	Бл.29 уч. Н.Ш. в эт.255-325м	81,7	4,5/ 3,4x10 <sup>4</sup>	4,5	5,0	4,5	4,5	4,5	4,5	4-7	1,0	0-25-50-75- 100-125-150- 175-200-250- 300-350-400- 450-500-750	0,600	0,208	1,3x10 <sup>2</sup>
08.VIII. 2010	Юч. Бл.52 уч. Гл. в эт.185-255м	71,2	4,3/ 2,1x10 <sup>4</sup>	4,5	4,5	4,5	4,5	-	-	4-7	1,2	25-50-75-100- 125-150-175- 200-250-300	0,571	0,092	—

Дата	№.№ блока. Горизонт,	Масса заряда, ВВ, т	Сейсмическая энергия взрыва, Дж	ЛНС, м		Расстояние между рядами групп зарядов ВВ с нумерацией их от зажимающей среды				Количество скважин в группе, шт., диаметром 105 мм	Коэф. сближения зарядов	Интервалы замедления зарядов, мс	Удельный расход ВВ на отбойку, кг/т	Удельный расход ВВ на вторичное дробление кг/т	Энергия динамических явлений, происходящих после взрыва, Дж
				Со стороны зажимающей среды $W_1$	Со стороны компенс. камеры $W_k$	$W_2$	$W_3$	$W_4$	$W_5$						
19.IX. 2010	Юч. Бл.34 уч. Н.Ш. в эт.255-325м	68,5	4,6/ $3,9 \times 10^4$	-	5,0	4,5	5,0	-	-	5-7	1,0	25-50-75-100-125-150-175-200-250-300-350-400-450	0,645	0,066	—
26.XII. 2010	Поч. Бл.52 уч. Гл. в эт.185-255м	114,9	4,4/ $2,3 \times 10^4$	5,0	4,5	4,5	4,5	4,5	4,5	4-8	1,2	25-50-75-100-125-150-175-200-250-300-350-400-450-500	0,547	0,069	$1,8 \times 10^2$
13.III. 2011	Поч. Бл.34 Н.Ш.в эт.255-325м	101,3	4,6/ $4,7 \times 10^4$	4,0	4,0	5,5	5,5	5,5	5,0	4-16	1,0	25-50-75-100-125-150-175-200-250-300-350-400	0,512	0,093	$5,2 \times 10^1$
22.VII. 2007	2эт.Ючер. Бл.9 уч. Гл. в эт.255-325м	270,6	8,2/ $6,6 \times 10^8$	5,0	4,5	5,5	5,5	5,0	4,5	4-8	1,2	50-75-100-125-150-175-200-250-300-350-400-450-500	0,565	0,072	—
04.XI. 2007	С-В часть Бл.290 уч. Н.Ш. в эт.185-255м	173,6	8,5/ $7,1 \times 10^8$	5,0	5,0	5,5	5,5	5,0	5,0	4-7	1,1	25-50-75-100-125-150-175-200-250-300-350-400	0,528	0,149	—
20.I. 2008	Бл.55-54 уч. Гл. в эт.185-255м	334,3	8,4/ $6,9 \times 10^8$	5,5	5,0	6,0	5,0	6,0	5,0	5-9	1,1	25-50-75-100-125-150-175-200-250-300-350-400-450-500-750	0,544	0,078	—

23. III. 2008	1эт. Поч. Ю-3 Бл.9 уч. Гл» в эт.255-325м	90,8	7,7/ 5,9x10 <sup>7</sup>	4,0	5,0	5,0	5,0	-	-	5-13	1,2	25-50-75-100- 125-150-175- 200-250-300	0,538	0,101	—
25.V. 2008	Бл.22-23 уч. Н.Ш. в эт.263-350м	217,6	8,1/ 1,3x10 <sup>8</sup>	6,0	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0	4-10	1,1	25-50-75-100- 125-150-175- 200-250-300- 350-400-450	0,631	0,148	—
06.VII. 2008	1эт. Поч. С-В Бл.9 уч. Гл. в эт.255-325м	200,6	5,5/ 3,2x10 <sup>5</sup>	4,0	5,0	3,5	5,0	4,0	4,5	5-10	1,1	25-50-75-100- 125-150-175- 200-250-300- 350	0,603	0,121	—
10.VIII. 2008	Бл.2 уч. Бол. в эт.255-325м	141,3	8,3/ 2,0x10 <sup>8</sup>	4,0	4,5	5,0	5,0	5,0	5,0	3-13	1,1	25-50-75-100- 125-150-175- 200-250-300- 350-400-450- 500	0,568	0,086	—
12.X. 2008	Бл.3 уч. Подр. в эт.185- 255м	195,8	8,5/ 3,2x10 <sup>8</sup>	4,5	5,0	6,0	4,5	6,0	4,0	3-8	1,0	25-50-75-100- 125-150-175- 200-250-300- 350-400-450	0,560	0,105	5,4x10 <sup>1</sup>
10.I. 2009	Бл.28 уч. Н.Ш. в эт.255-325м	175,0	4,6/ 3,9x10 <sup>4</sup>	5,0	4,5	5,5	5,5	4,5	5,5	3-7	1,0	25-50-75-100- 125-150-175- 200-250-300- 350-400-450- 500-700	0,640	0,105	4,6x10 <sup>1</sup>
13.IX. 2009	Поч. Бл.290 уч. Н.Ш. в эт.185-255м	150,1	4,5/ 3,3x10 <sup>4</sup>	5,0	5,5	6,0	6,0	6,0	5,5	5-11	1,0	25-50-75-100- 125-150-175- 200-250-300	0,566	0,137	—
06.VI. 2010	Бл.29 уч. Н.Ш. в эт.255-325м	81,7	4,5/ 3,4x10 <sup>4</sup>	4,5	5,0	4,5	4,5	4,5	4,5	4-7	1,0	0-25-50-75- 100-125-150- 175-200-250- 300-350-400- 450-500-750	0,600	0,208	1,3x10 <sup>2</sup>
08.VIII. 2010	Юч. Бл.52 уч. Гл. в эт.185-255м	71,2	4,3/ 2,1x10 <sup>4</sup>	4,5	4,5	4,5	4,5	-	-	4-7	1,2	25-50-75-100- 125-150-175- 200-250-300	0,571	0,092	—

132 Окончание табл. 1

Дата	№.№ блока. Горизонт,	Масса заряда, ВВ, т	Сейсмическая энергия взрыва, Дж	ЛНС, м		Расстояние между рядами групп зарядов ВВ с нумерацией их от зажимающей среды				Количество скважин в группе, шт., диаметром 105 мм	Кэфф. сближения зарядов	Интервалы замедления зарядов, мс	Удельный расход ВВ на отбойку, кг/т	Удельный расход ВВ на вторичное дробление кг/т	Энергия динамических явлений, происходящих после взрыва, Дж
				Со стороны зажимающей среды $W_1$	Со стороны компенс. камеры $W_k$	$W_2$	$W_3$	$W_4$	$W_5$						
19.IX. 2010	Иоч. Бл.34 уч. Н.Ш. в эт.255-325м	68,5	4,6/ $3,9 \times 10^4$	-	5,0	4,5	5,0	-	-	5-7	1,0	25-50-75-100-125-150-175-200-250-300-350-400-450	0,645	0,066	—
26.XII. 2010	Поч. Бл.52 уч. Гл. в эт.185-255м	114,9	4,4/ $2,3 \times 10^4$	5,0	4,5	4,5	4,5	4,5	4,5	4-8	1,2	25-50-75-100-125-150-175-200-250-300-350-400-450-500	0,547	0,069	$1,8 \times 10^2$
13.III. 2011	Поч. Бл.34 Н.Ш.в эт.255-325м	101,3	4,6/ $4,7 \times 10^4$	4,0	4,0	5,5	5,5	5,5	5,0	4-16	1,0	25-50-75-100-125-150-175-200-250-300-350-400	0,512	0,093	$5,2 \times 10^1$

Наиболее благоприятные условия при взрывании на участках Главный и Новый Шерегеш, где  $q_B$  составляет 60-170 г/т при  $q_n$  512-645 г/т, при этом при  $q_n$  512-590 г/т наблюдается резкий рост  $q_B$  от 60 до 170 г/т, далее с увеличением  $q_n$  от 590 до 645 г/т  $q_B$  снижается до 70-80 г/т. Это можно объяснить тем, что при меньшей массе ВВ большая часть энергии взрыва расходовалась на сейсмику.

В рассматриваемых блоках линия наименьшего сопротивления ( $W$ ) изменялась на зажатую среду и компенсационные камеры соответственно от 4 до 6 и от 4 до 5,5 м. Установлено, что качественное дробление руды достигается, когда  $W_3 = 0,2W_k$  при меньшей величине расхода ВВ на отбойку. Определено, что увеличение  $W_3$  в 1,1-1,2 раза в сравнении с  $W_k$  при взрывании блоков на участках Главный и Новый Шерегеш способствует росту сейсмической энергии взрывов и толчков, что указывает на снижение коэффициента полезного действия взрыва.

Выявлено, что на качество дробления горной массы и сейсмическую энергию толчков оказывает влияние распределение массы ВВ по интервалам замедления. Снижение массы ВВ в группах зарядов и их взрывание не в стесненных условиях не способствует накоплению энергии упругих деформаций в массиве горных пород. Качественное дробление горной массы достигается при увеличении ступеней замедления до 750 мс с распределением массы ВВ по замедлениям не более 20-30 т. Снижение максимальной массы ВВ в группе до 10 т и взрывание зарядов с массой 40-50 т с замедлением 25 и 350 мс вызывает увеличение удельного расхода ВВ до 208 г/т и толчки с энергией  $10^2$  Дж.

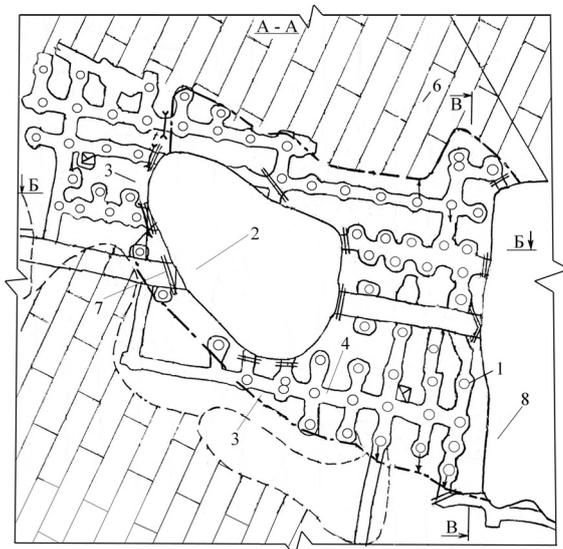
С учетом проведенного анализа предложены схемы рационального

расположения параллельно-сближенных зарядов ВВ увеличенного диаметра до 250 мм в блоке № 4. Район блока № 4 на участке Подрусловый сложен магнетитовыми рудами. Простирание рудной зоны северо-западное, падение субвертикальное, мощность 20-55 м. Коэффициент крепости руды по шкале М.М. Протодьякова 12-14, объемный вес 3,9 т/м<sup>3</sup>. Вмещающие породы представлены известняками, порфиритами андезитового состава, скарнами пироксен-гранатового, эпидол-гранатового состава. Объемный вес вмещающих пород 3,3 т/м<sup>3</sup>. Известняки светло-серые, мраморизованные, массивные и полосчатые. Коэффициент крепости 8-10.

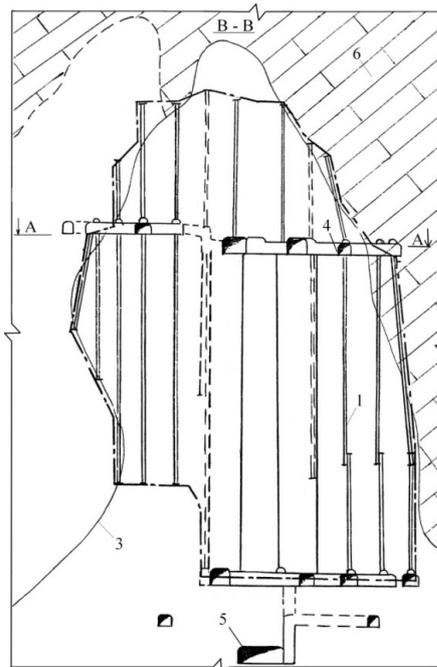
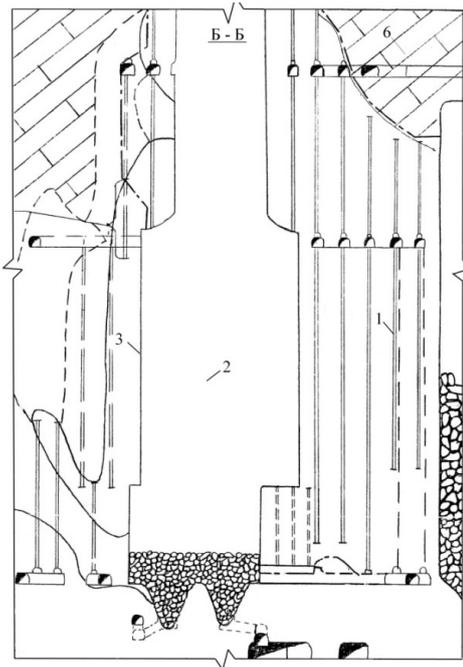
Блок № 4 находится в этаже 185ч255 м. На востоке блок граничит с обрушением блоков №№ 2, 3, на севере, юге и западе – с массивом вмещающих пород. Верхняя кромка рудного тела расположена на расстоянии 300 м от дневной поверхности.

Отбойка руды в потолочине блока производится веерами и пучками восходящих, нисходящих и наклонных скважин диаметром 105 мм, пробуренных с гор. 195 м, 255 м и 280 м. Также в панели блока с гор. 255 м отбурены буровым станком СБУ-6 и подготовлены к взрыванию нисходящие скважины диаметром 155 и 250 мм глубиной 57-60 м.

На блоке одна компенсационная камера. Коэффициент компенсации составляет 47 %, что позволяет ориентировать отбойку массива максимально на компенсационную камеру блока № 4 с минимальной направленностью взрыва на пустое выработанное пространство блока № 3. В качестве взрывчатого вещества используются граммаунит М21, аммонит БЖВ диаметром 32 и 90 мм.



**Рис. 5. Схема расположения скважин в блоке № 4.** 1 — параллельно-сближенные заряды ВВ увеличенного диаметра; 2 — компенсационная камера; 3 — рудное тело; 4 — буровой горизонт; 5 — орт; 6 — породный массив; 7 — перемычки; 8 — выработанное пространство



Расчеты показали, что для скважин диаметром 105, 155 и 250 мм с механизированной зарядкой граммонитом М21, вместимость ВВ на 1 м скважин составила соответственно 8,6; 19 и 50 кг. Количество скважин в группе колебалось от 1

до 16 (рис. 5). Объем обрушаемой горной массы составил 485,2 тыс. т. Число рядов скважин равно 8; толщина взрываемой секции 23 м; расстояние между рядами скважин 5÷5,5 м. Удельный вес ВВ на отбойку — 0,575 кг/т.

8.05.2011 г. в 13 час. 35 мин по местному времени на Шерегешевском месторождении был проведен массовый взрыв по отбойки руды в блоке № 4. Суммарная мощность массового взрыва около 281 т. Одновременно подрываемые пучки скважин были объединены в группы. Ступени замедления между группами составляли 25 и 50 мс. Количество ступеней замедления – 12. Масса ВВ в группах колебалась от 2,792 т до 46,044 т. Максимальный по массе заряд 46,044 т приходится на группу, взорванную через 200 мс от начала взрыва. Минимальный заряд 2,792 т приходится на последнюю ступень замедления — 400 мс.

Сейсмический эффект этого массового взрыва можно также сопоставить с сейсмическим эффектом аналогичных взрывов на Шерегешской шахте в 2000 г. и 2004 г. При этом следует иметь в виду, что амплитуды сейсмических волн при короткозамедленных взрывах определяются эпицентральной расстоянием ( $R$ ) и максимальной массой ВВ, взрываемой мгновенно, или наибольшей массой ВВ в группе ( $q$ ). Ранее проведенные исследования показали, что максимальная скорость колебаний при короткозамедленных взрывах описывается зависимостью [6]:

$$V_p = 700 \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{q}}{R}\right)^n, \text{ мм/с} \quad (1)$$

где 700 – коэффициент сейсмичности, зависящий от физико-механических свойств вмещающих горных пород, их прочности, крепости по Протодьяконову, влажности, трещиноватости и др., и  $n$  – степень затухания сейсмозрывной волны с расстоянием;  $R/q^{1/3}$  — приведенное эпицентральное расстояние.

На рис. 6 незачерненными значениями приведены максимальные скорости колебаний в продольной волне, зарегистрированные в 2000 г., зачерненными – 2004 г. Эта совокупность данных описывается усредненной зависимостью (1), которая на рис. 6 показана сплошной линией. На рис. 6 также показаны значения максимальных скоростей колебаний в Р волне, зарегистрированные при взрыве в 2011 г.

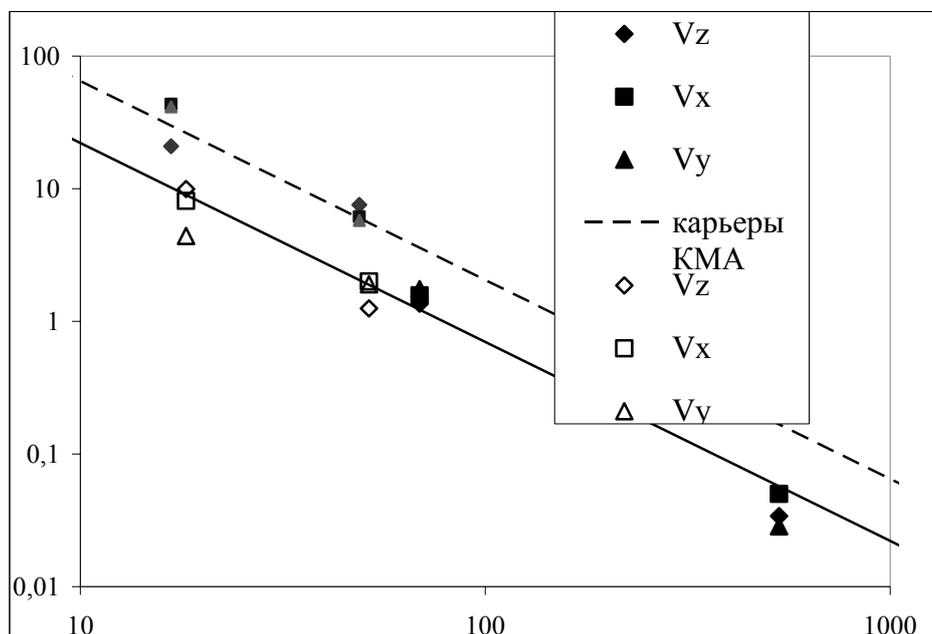
Амплитуды волн при взрыве в 2011 г. больше, чем при взрывах 2000 и 2004 г. Полученные данные могут быть описаны зависимостью:

$$V_p = 2000 \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{q}}{R}\right)^{1.5}, \text{ мм/с}, \quad (2)$$

где  $q$  — масса ВВ на одну ступень замедления, с той же степенью затухания волны, но с большим коэффициентом сейсмичности. Этой зависимости на рис. 6 соответствует прерывистая прямая. Примечательно, что ранее такая же зависимость (2) была получена при исследовании сейсмического эффекта взрывов на железорудных карьерах Курской магнитной аномалии [7].

Как отмечалось выше, величина коэффициента сейсмичности определяется свойствами вмещающих пород в гипоцентре взрыва. Кварциты Шерегешевского месторождения относятся к крепким породам, поэтому коэффициент сейсмичности  $K = 2000$ , полученный при взрыве, не вызывает сомнения. Различие коэффициентов сейсмичности связано с влиянием на сейсмический эффект компенсационной камеры и схемы обустройства блока при этажно-камерной системе разработки.

Полученная зависимость затухания амплитуды сейсмозрывной волны (2) может быть использована для расчета сейсмотехнических расстояний при



**Рис. 6. Зависимость максимальной скорости колебаний от приведенного эпицентрального расстояния**

Таблица 2

**Интенсивность колебаний в п. Шерегеш при взрыве**

Интенсивность колебаний, баллы	Амплитуда скоростей колебаний, мм/с	Радиусы зон, м для Q = 46000 кг
1	1 – 2	> 3500
2	2 – 4	3500 – 2250
3	4 – 8	2250 – 1400
4	8 – 16	1400 – 875
5	16 – 32	875 – 560

планировании массовых взрывов. При этом следует иметь в виду два подхода. В том случае, когда речь идет о воздействии на охраняемые сооружения, целесообразно путем экспертной оценки сооружения определить предельно допустимую скорость колебаний для этого сооружения [8]. Далее, зная расстояние этого сооружения от блока, по формуле (2) вычисляется предельная масса заряда в группе. При воздействии на застройку региона, которая состоит из

многообразных по конструкции зданий с различным их техническим состоянием, целесообразней определять не предельно допустимые скорости, а допустимую интенсивность сейсмических колебаний в баллах шкалы С.В. Медведева [9]. Так как каждому баллу шкалы соответствует определенная скорость горизонтальных колебаний, по этой скорости и формуле (2) вычисляется радиус зоны или масса заряда в одной ступени замедления планируемого взрыва.

Согласно шкале интенсивности сейсмических колебаний для горных взрывов, скорости горизонтальных колебаний грунта при интенсивности колебаний 1 балл составляют от 1 мм/с до 2 мм/с, при интенсивности 2 балла составляют от 2 мм/с до 4 мм/с и т. д. В табл. 2 приведены значения этих скоростей при различной балльности. Для указанных в табл. 2 скоростей колебаний по формуле (2) был проведен расчет радиусов зон задан-

ной интенсивности при различных массах ВВ в одной ступени замедления.

Таким образом, применение при массовом технологическом взрыве параллельно-сближенных зарядов ВВ увеличенного диаметра позволило обрушить рудные запасы блоки, расположенного в слепом рудном теле, с соблюдением сейсмической безопасности на территории месторождения.

---

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Железорудные месторождения Сибири / А. С. Калугин, Т. С. Калугина, В. И. Иванов и др. — Новосибирск: Наука, 1981. — 238 с.
2. Тектоника и глубинное строение Алтае-Саянской складчатой области / В. С. Сурков, О. Г. Жеро, Д. Ф. Уманцев и др. — М.: Недра, 1973. — 14 с.
3. Кононов А.Н., Шрепп Б.В., Кононов О.А. и др. Явление пульсационного горизонтального напряжения в горных породах и рудах эксплуатируемых железорудных месторождениях юга Сибири // Горн. журн. — 1995. — № 8. — С. 9-11.
4. Еременко А.А., Викторов С.Д., Закалинский В.М., Машуков И.В. и др. Технология крупномасштабной взрывной отбойки на удароопасных рудных месторождениях Сибири. — Новосибирск: Наука, 2005. — 212 с.
5. Курленя М.В., Еременко А. А., Цинкер П.М., Шрепп Б.В. Технологические проблемы разработки железорудных месторождений Сибири. — Новосибирск: Наука, 2002. — 239 с.
6. Цейтлин Я.И., Смолий Н.И. Сейсмические и ударные воздушные волны промышленных взрывов — М.: Недра, 1981 г. — 192 с.
7. Гончаров А.И., Куликов В.И., Минеев В.И. и др. Сейсмическое действие массовых взрывов на подземных и открытых работах // Сб. Динамические процессы во взаимодействующих геосферах. — Изд. ГЕОС, 2006. — С. 22—33.
8. Богацкий В.Ф., Пергамент В.Х. Сейсмическая безопасность при взрывных работах — М.: Недра, 1978.
9. Медведев С.В. Сейсмика горных взрывов — М.: Недра, 1964. **ПВБ**

---

#### КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Еременко А.А. — доктор технических наук, профессор, заведующий лабораторией ИГД СО РАН;  
Куликов В.И. — кандидат физико-математических наук, заведующий лабораторией ИДГ РАН;  
Гончаров А.И. — кандидат физико-математических наук, старший научный сотрудник ИДГ РАН;  
Шултаев С.К. — главный инженер шахты Горно-Шорского филиала ОАО «Евразруда».

